



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Química e Ingeniería Química
Escuela Profesional de Ingeniería Química

**Estudio del tratamiento de minerales sulfurados
auríferos mediante procesos secuenciales de flotación,
lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración para la
recuperación de oro**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Químico

AUTOR

Luis Santiago GUTIÉRREZ FALCÓN

ASESOR

Manuel Eduardo OTINIANO CÁCERES

Lima, Perú

2017



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Gutiérrez, L. (2017). *Estudio del tratamiento de minerales sulfurados auríferos mediante procesos secuenciales de flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración para la recuperación de oro*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Química e Ingeniería Química, Escuela Profesional de Ingeniería Química]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

0876



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
(Universidad del Perú, DECANA DE AMÉRICA)
FACULTAD DE QUÍMICA E INGENIERÍA QUÍMICA ✓
Central: 6197000 anexo 1208

"Año de la Consolidación del Mar de Grau"

ACTA DE TÍTULO POR TESIS

Los suscritos Miembros del Jurado, nombrado por la Sra. Directora de la Escuela Profesional de Ingeniería Química, bajo la Presidencia del Ing. GILBERTO VICENTE SALAS COLOTTA (Presidente), el Ing. JORGE LUIS CÁRDENAS RUIZ (Miembro), y el Mg. MANUEL EDUARDO OTINIANO CÁCERES (Asesor), después de escuchar la sustentación de la TESIS titulada: "ESTUDIO DEL TRATAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS AURÍFEROS MEDIANTE PROCESOS SECUENCIALES DE FLOTACIÓN, LIXIVIACIÓN ALGALINA, BIOLIXIVIACIÓN Y CIANURACIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO" rendido por el Bachiller en Ingeniería Química LUIS SANTIAGO GUTIÉRREZ FALCÓN, para optar el TÍTULO PROFESIONAL de INGENIERO QUÍMICO. Acordaron calificarle con la NOTA de:

Diecisiete
(LETRAS)

17
(NUMEROS)

Ciudad Universitaria, 05 de julio de 2017. /

Gilberto Vicente Salas Colotta
Ing. GILBERTO VICENTE SALAS COLOTTA
PRESIDENTE

Jorge Luis Cardenas Ruiz
Ing. JORGE LUIS CÁRDENAS RUIZ
MIEMBRO

Manuel Eduardo Otiniano Cáceres
Mg. MANUEL EDUARDO OTINIANO CÁCERES
ASESOR

Juana Sandivar Rosas

Mg. JUANA SANDIVAR ROSAS
Directora de la Escuela Profesional
de Ingeniería Química



CONTENIDO

	Pág.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
NOMENCLATURA	iv
LISTA DE TABLAS	vi
LISTA DE FIGURAS	vii
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO II: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
2.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	3
2.1.1 EL PROBLEMA FUNDAMENTAL	3
2.2 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.3 OBJETIVOS:	4
2.3.1 OBJETIVO GENERAL	4
2.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	4
2.4 HIPÓTESIS Y VARIABLES	5
2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL	5
2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	5
2.4.3 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	5
2.4.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	7
CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO	8
3.1 ANTECEDENTES	8
3.2 UBICACIÓN DE PAUCARTAMBO	11
3.2.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA	11
3.2.2 LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA	11
3.3 LA FLOTACIÓN	13
3.3.1 GENERALIDADES	13
3.3.2 ETAPAS DE LA FLOTACIÓN	15
3.3.3 FLOTACIÓN DIFERENCIAL	16
3.3.4 REACTIVOS UTILIZADOS PARA LA FLOTACIÓN	16
3.3.5 FLOTABILIDAD DEL ORO	18
3.3.6 APLICACIONES DE LA FLOTACIÓN DE ORO	19

3.3.7	COMPORTAMIENTO DEL ORO EN LOS CIRCUITOS DE MOLIENDA	20
3.4	LIXIVIACIÓN Y BIOOXIDACIÓN	22
3.4.1	PROCESOS DE LIXIVIACIÓN	22
3.4.2	MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN DE SULFUROS	22
3.4.3	LIXIVIACIÓN EN AUSENCIA DE AGENTES OXIDANTES	22
3.4.4	LIXIVIACIÓN EN PRESENCIA DE AGENTES OXIDANTES	24
3.4.5	BIOLIXIVIACIÓN DE LA ARSENOPIRITA	25
3.5	CIANURACIÓN DEL ORO	28
3.5.1	GENERALIDADES	28
3.5.2	LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN	28
3.5.3	LIXIVIACIÓN POR PERCOLACIÓN	29
3.5.4	ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO	30
3.5.5	CEMENTACIÓN DE ORO CON ZINC	32
	CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA	35
4.1	TIPO DE INVESTIGACIÓN	35
4.2	UNIDAD DE ANÁLISIS	35
4.3	POBLACIÓN DE ESTUDIO	35
4.4	TAMAÑO DE MUESTRA	36
4.5	SELECCIÓN DE MUESTRA	36
4.6	PROCEDIMIENTO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN	37
4.7	ANÁLISIS MINERALÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN	42
4.7.1	DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN	42
4.7.2	IMÁGENES DE ESPECIES MINEALÓGICAS Y SU	
	ENTRELAZAMIENTOS	45
	CAPÍTULO V: PRUEBAS EXPERIMENTALES	48
5.1	PRUEBAS DE FLOTACIÓN	49
5.1.1	CONDICIONES DE LA PRUEBA	49
5.1.2	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN CON 39,22 g/TM DE Z-6.	50
5.1.3	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN CON 58,82 g/TM DE Z-6.	50
5.1.4	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN CON 78,43 g/TM DE Z-6.	51
5.1.5	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN CON 98,04 g/TM DE Z-6.	51
5.1.6	IMÁGENES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN	52

5.2	PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN ALCALINA DEL ARSÉNICO	54
5.2.1	CONDICIONES DE LA PRUEBA	54
5.2.2	RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 8 HORAS.	54
5.2.3	RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 10 HORAS.	55
5.2.4	RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 12 HORAS.	55
5.2.5	IMÁGENES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE ARSENICO.	56
5.3	BIOLIXIVIACIÓN DEL CONCENTRADO DE LA MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN	57
5.3.1	CONDICIONES DE LA PRUEBA	57
5.3.2	RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 5 DÍAS.	57
5.3.3	RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 10 DÍAS.	58
5.3.4	RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 15 DÍAS.	58
5.3.5	RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 20 DÍAS.	59
5.3.6	IMÁGENES DEL PROCESO DE BIOLIXIVIACIÓN DEL ARSENICO	60
5.4	PRUEBAS METALÚRGICAS DE CIANURACIÓN.	61
5.4.1	CONDICIONES DE LA PRUEBA	61
5.4.2	RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 12 HORAS	61
5.4.3	RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 24 HORAS	62
5.4.4	RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 36 HORAS	62
5.4.5	RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 48 HORAS	63
5.4.6	IMÁGENES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN	64
5.5	RESULTADOS	65
	CAPÍTULO VI: DISCUSIÓN DE RESULTADOS	66
	CAPÍTULO VII: CONCLUSIONES	74
	CAPÍTULO VIII: RECOMENDACIONES	75
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	76
	ANEXOS	79
	GLOSARIO	102

DEDICATORIA

Dedicada a mis padres Carmen y Erón, mi hermano Jesús Santiago, mis hermanos, mi novia Elia, mis cuñadas, por su apoyo incondicional y ser mi fortaleza para todos mis proyectos, y especialmente para mi sobrina Catalina Sofía y a mi pedacito de vida que está en camino que unieron más a nuestra familia.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi agradecimiento de este trabajo de investigación a Dios por haberme iluminado en todo momento.

Mi profundo agradecimiento a la E.A.P. de Ingeniería Metalúrgica por el apoyo brindado y las facilidades para el desarrollo del trabajo de tesis, al Dr. Vidal Sixto Aramburu Rojas, Director de Escuela, al Mg. Manuel Eduardo Otiniano Cáceres, Vicedecano de la Facultad de Química e Ingeniería Química, por el tiempo dedicado al proyecto, la confianza depositada en el desarrollo del mismo y por sus consejos.

Al laboratorio de Microscopia de la E.A.P. de Ingeniería Geológica y al Laboratorio de Metalurgia Extractiva y de Pirometalurgia de la E.A.P. de Ing. Metalúrgica por los análisis brindados para la caracterización del mineral, las facilidades para el desarrollo las pruebas y de los ensayos.

También un agradecimiento fraterno a mis amigos Jorge Ortiz, Miguel Sánchez, Efraín Condori, Mateo Sallo, Luis Ramírez, Joel Rivera, Gianpierre Jorges, Diego Julca, Román Huaraca, Christian Flores, Andrés Gallardo, Antony Ramírez, Eric contreras, Jesús Mac Leod y mi novia Elia Noriega por el apoyo en el desarrollo de la investigación.

Finalmente a mis amigos y Profesores de la E.A.P. de Ing. Química por la amistad y confianza depositada.

RESUMEN

La muestra representativa del mineral sulfurado con alto contenido de arsénico, para el presente estudio de investigación, proviene de la provincia de Paucartambo del departamento de Pasco con una cabeza ensayada de 2,95 gr Au/TC y 7,69 % de arsénico.

La caracterización de la muestra se realizó en el microscopio óptico polarizado en la UNMSM, los resultados de esta caracterización indicaron la presencia de las siguientes especies mineralógicas como: calcopirita, esfalerita, arsenopirita, pirita, goethita y gangas.

En base a los resultados de la caracterización se realizaron pruebas metalúrgicas de flotación bulk, los resultados de la prueba más representativa obtenida fueron: calidad del concentrado con una ley de 14,20 g Au/TC, recuperación de 97,65% y con un consumo del reactivo colector Z-6 de 78,43 g/TM.

Con el concentrado de la prueba más representativa de flotación obtenida, se realizaron pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina con NaOH y Na₂S, la prueba más representativa resultó una recuperación de arsénico de 13,74 %, para un tiempo de 12 horas de agitación

En vista de la alta cantidad de arsénico aun presente en la muestra del concentrado, se realizaron pruebas metalúrgicas de biolixiviación bacteriana, para la oxidación del arsénico, obteniéndose una recuperación de arsénico de 92.86% para un tiempo de 20 días de biolixiviación.

Disuelto la mayor cantidad de arsénico del concentrado con la biolixiviación, se realizaron pruebas metalúrgicas de cianuración, alcanzándose una recuperación de 94,5 % de oro, para un tiempo de cianuración de 48 horas, con consumo de cianuro de sodio de 2,6 kg/TM y 9,3 kg/TM de cal.

La recuperación total de oro en los procesos de flotación y cianuración fue de 92,28%.

NOMENCLATURA

p.p.m	Partes por millón
%	Porcentaje
Oz/TM	Onza por tonelada métrica
°C	Grados centígrados
Cal/g	Caloría por gramo
mm	Milímetro
L/S	Relación líquido-sólido
ml	Mililitro
MHm	Resistencia eléctrica
A°	Radio iónico / Radio atómico
t/h	Toneladas por hora
m ³ /h	Metros cúbicos por hora
μ	Micra
G's	Fuerza de gravedad
VFD	Unidad de frecuencia variable
kg/h	Kilogramos por hora
pH	Potencial de hidrógeno
"	Pulgada
US\$	Dólares Americanos
kW	Kilowatts
h	Horas
m ²	Metro cuadrado
cm ³	Centímetro cúbico
kg	Kilogramo
m	Metro
TM	Toneladas métricas
mg/L	Miligramo por litro
g	Gramo
cm ²	Centímetro cuadrado

g/TM	Gramo por tonelada métrica
Psi	Libra por pulgada cuadrada
min	Minuto
g/L	Gramo por litro
km	Kilómetro
mm ²	Milímetro cuadrado
mg/cm ²	Miligramo por centímetro cuadrado
Eh	Potencial rédox
lb/Oz	Libra por onza
Bar	Unidad de presión
° ' ''	Latitud (grados, minutos, segundos)
msnm	Metros sobre el nivel del mar
mg/cm ² /h	Miligramo por centímetro cuadrado por hora
µm	Micrones

LISTA DE TABLAS

4.1	Minerales observados en la muestra.	42
4.2	Volúmenes y grado de liberación.	43
4.3	Volúmenes y grados de liberación de los minerales observados	44
4.4	Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa.	45
5.1	Condiciones de la prueba en flotación.	49
5.2	Balance metalúrgico de flotación con 39,22 g/TM de Z-6.	50
5.3	Balance metalúrgico de flotación con 58,82 g/TM de Z-6.	50
5.4	Balance metalúrgico de flotación con 78,43 g/TM de Z-6.	51
5.5	Balance metalúrgico de flotación con 98,04 g/TM de Z-6.	51
5.6	Condiciones de la prueba en lixiviación.	54
5.7	Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 8 horas.	54
5.8	Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 10 horas.	55
5.9	Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 12 horas.	55
5.10	Condiciones de la prueba en biolixiviación.	57
5.11	Balance metalúrgico de biolixiviación arsénico a 5 días.	57
5.12	Balance metalúrgico de biolixiviación arsénico a 10 días.	58
5.13	Balance metalúrgico de biolixiviación arsénico a 15 días.	58
5.14	Balance metalúrgico de biolixiviación arsénico a 20 días.	59
5.15	Condiciones de la prueba en cianuración.	61
5.16	Balance metalúrgico de cianuración a 12 h	61
5.17	Balance metalúrgico de cianuración a 24 h	62
5.18	Balance metalúrgico de cianuración a 36 h	62
5.19	Balance metalúrgico de cianuración a 48 h	63
5.20	Resultados finales por etapas y %de recuperación de Au y %degradación de As.	65
A	Producción nacional de oro por regiones.	82
B	Producción nacional de oro por empresa.	84
C	Producción internacional de oro por país.	85
D	Situación de la cartera de inversiones mineras 2015.	92
E	Cartera de inversiones 2015.	93
F	Cartera de inversiones mineras de proyectos auríferos y argentíferos.	94
G	Mineral vs. Reactivo	96

LISTA DE FIGURAS

3	Diferencia entre las propiedades del mineral útil y la ganga.	13
3.1	Tensión superficial de la burbuja de flotación.	14
3.2	Diferencia entre las porosidades.	32
4	Mineral de cabeza, como alimento del chancado primario.	37
4.1	Chancado.	38
4.2	Producto del chancado 100% -10 malla.	38
4.3	Billas de acero, como medio molidor en el Molino de bolas.	39
4.4	Mineral como alimento en el Molino de Bolas.	39
4.5	Molino de Bolas.	40
4.6	Ensayos al Fuego.	41
4.7	Partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la pirita (py) y partículas libres de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.	45
4.8	Partículas libres de calcopirita (cp), de arsenopirita (apy), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 200X.	46
4.9	Partículas libres de pirita (py), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.	46
4.10	Partículas libres de calcopirita (cp), de esfalerita (ef), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.	47
5	Diagrama de flujo de pruebas experimentales.	48
5.1	Porcentaje de recuperación en función a la dosificación del colector Z-6.	52
5.2	Reactivos de Flotación (Z-6, AR- 3418, AR- 1242, MIBC).	52
5.3	Acondicionamiento de reactivos en la celda de flotación.	53
5.4	Acondicionamiento de reactivos en la celda de flotación. (A-3418 y AR-1242).	53
5.5	Porcentaje de disolución de Arsénico en función al tiempo de lixiviación.	56
5.6	Lixiviación alcalina del Arsénico.	56
5.7	Porcentaje de disolución de Arsénico en función al tiempo de biolixiviación.	59
5.8	Prueba de Biolixiviación.	60

5.9	Porcentaje de recuperación en función al tiempo de cianuración.	63
5.10	Toma de muestras y control de la concentración de cianuro libre.	64
Fig.A-	Evolución anual de las exportaciones de oro y su cotización	87
Fig.B-	Destino de las exportaciones nacionales de oro	87
Fig.C-	Fluctuaciones en el Precio del oro	88
Fig.D-	Cotización del Oro (US\$/onza troy)	89
Fig.E-	Tipos geométricos de intercrecimientos entre minerales	101

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Dentro de la industria minero metalúrgica peruana, la extracción de valores metálicos preciosos (oro, plata) ha sido de suma importancia para el desarrollo de nuestro país, por ser una de las principales fuentes generadoras de divisas para el país.

Actualmente, el Perú es el sexto país con más reservas de oro del mundo, con un 5% del total, que equivalen a unas 2800 toneladas métricas, sin embargo, sólo producimos menos del 20% del enorme potencial que tenemos, y gran parte de ello se debe a la falta de investigación y tecnología que se requiere para explotar minerales de oro de baja ley, afectando principalmente a la pequeña y mediana minería.

En Perú existen muchas menas de baja ley y otras en las que el oro y la plata se encuentran ocluidos o asociados a minerales de hierro, arsénico, manganeso y silicio, los cuales se clasifican como depósitos refractarios auríferos y argentíferos. Por lo tanto, cualquier innovación tecnológica para el mejor procesamiento de estos minerales supondría múltiples beneficios para el país.

La recuperación de oro en minerales auríferos que contienen arsenopirita constituyen una enorme dificultad en el tratamiento metalúrgico por los procesos convencionales de cianuración, ya que al estar atrapado en la matriz de arsenopirita, no podrá ser liberado por molienda fina, considerándoles por esta razón minerales complejos refractarios, es por eso que el procesamiento de estos minerales requiere de un pre tratamiento para destruir la matriz sulfurosa y liberar al oro atrapado en ella. Este pre tratamiento se ha desarrollado con pruebas secuenciales de lixiviación – biooxidación.

La biooxidación de los minerales (Biohidrometalurgia) surgió hace aproximadamente treinta años, como un proceso alternativo en el pre tratamiento de minerales refractarios. Las primeras aplicaciones

tecnológicas estaban enfocadas a los minerales de cobre de baja ley, lo cual dio resultados exitosos, motivando las posteriores investigaciones para minerales auríferos.

El mineral sulfurado con contenido de arsénico, que es materia de la investigación proviene del distrito de Paucartambo, provincia y departamento de Pasco.

Es por ello que el presente trabajo surge por interés de desarrollar un procedimiento metalúrgico que pueda servir para recuperar oro en minerales sulfurados con alto contenido de Arsenopirita aplicando una tecnología medioambientalmente amigable.

La investigación realizada hizo posible encontrar el pre tratamiento adecuado para un proceso metalúrgico óptimo, para minerales sulfurados con contenido de arsénico de baja ley; con lo cual será factible la explotación de estos yacimientos para el beneficio económico.

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La naturaleza refractaria de las estructuras mineralógicas sulfuradas donde involucra la presencia de metales son: La Calcopirita (CuFeS_2), Pirita (FeS_2), Arsenopirita (AsFeS_2), etc. reflejan la necesidad de uso de procesos no convencionales para su concentración y extracción del metal.

El mineral sulfurado con contenido de arsénico, que es materia de la investigación proviene del distrito de Paucartambo, provincia y departamento de Pasco. El tratamiento de estos minerales refractario por el contenido de arsénico, para la recuperación de oro. Es por ello que el presente trabajo surge por interés de desarrollar procedimiento metalúrgico que pueda servir para recuperar oro en minerales sulfurados con alto contenido de Arsenopirita aplicando una tecnología medioambientalmente amigable.

2.1.1 EL PROBLEMA FUNDAMENTAL

El problema fundamental del presente trabajo de investigación radica en que los procesos convencionales como la amalgamación o cianuración directa, no son aplicables a este tipo de minerales de oro sulfurados refractarios con alto contenido de Arsénico, de ahí la necesidad de realizar trabajos de investigación para encontrar los procesos adecuados.

2.2 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En los últimos años el incremento de reservas de minerales con características refractarias requiere el uso de procesos no convencionales como la biolixiviación para la recuperación de los metales preciosos y actualmente frente a la contaminación ambiental, es un reto el desarrollo de tecnologías alternativas buscando mitigar la contaminación e incrementar la recuperación de los metales

justificando los costos operacionales competitivos. Así mismo se busca desarrollar el potencial socioeconómico de pueblos alejados.

El estudio de la investigación está orientado a estudiar los minerales sulfurados que contienen arsénico, para mejorar la recuperación de oro. De allí la necesidad de realizar la presente tesis denominada:

“ESTUDIO DEL TRATAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS AURIFEROS MEDIANTE PROCESOS SECUENCIALES DE FLOTACIÓN, LIXIVIACIÓN ALCALINA, BIOLIXIVIACIÓN Y CIANURACIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO”

2.3 OBJETIVOS

Los objetivos en el presente trabajo de tesis son:

2.3.1 OBJETIVO GENERAL

Optimizar el porcentaje de recuperación oro de minerales sulfurados refractarios con alto contenido de arsénico mediante la flotación-lixiviación alcalina-biooxidación para liberar el oro y disolver el alto contenido de Arsénico presente en el mineral que es objeto de estudio.

2.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Caracterizar el mineral sulfurado de oro y arsénico.
- Estudiar el proceso metalúrgico de flotación como pre concentración para la recuperación de oro en minerales con alto contenido de Arsenopirita.
- Estudiar el proceso de lixiviación alcalina del concentrado de flotación para reducir el contenido de Arsenopirita y liberar el oro refractario.
- Estudiar el proceso de biolixiviación del concentrado de la mejor prueba de flotación.
- Estudiar el proceso de cianuración para mejorar la calidad del concentrado y recuperar oro a partir de los concentrados biolixiviados.

2.4 HIPÓTESIS Y VARIABLES

2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL

El proceso metalúrgico estudiado hará posible recuperar oro de minerales sulfurados auríferos con alto contenido de arsénico mediante la flotación - lixiviación alcalina - biolixiviación como pre tratamiento de minerales auríferos refractarios para optimizar la recuperación de oro.

2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- El proceso de flotación bulk, permitirá recuperar oro de los minerales sulfurados con alto contenido de arsénico.
- El pre tratamiento de la lixiviación alcalina, permitirá disolver el arsénico, a partir de concentrado bulk de flotación.
- El tratamiento previo de biolixiviación permitirá oxidar el arsénico, a partir del concentrado bulk de flotación.
- El proceso de Cianuración de los concentrados biolixiviados mejorará la recuperación de oro.

2.4.3 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Las variables a considerarse en la primera etapa, que es la flotación:

Variable independiente:

- Dosificación del colector.

Variable dependiente:

- Porcentaje de recuperación de oro.

Variables intervinientes controladas:

- Consumo de reactivos.
- Velocidad de agitación.
- Tiempo de acondicionamiento de pulpa.
- Tiempo de flotación.
- Granulometría.
- Densidad de pulpa.
- pH de flotación.

Las variables a considerarse en la segunda etapa, que es la lixiviación alcalina:

Variable independiente:

- Tiempo de lixiviación

Variable dependiente:

- Porcentaje de extracción de arsénico.

Variables intervinientes controladas:

- Granulometría
- Velocidad de agitación
- Temperatura
- Concentración de hierro
- Densidad de pulpa
- pH

Las variables a considerarse en la tercera etapa, que es la lixiviación alcalina:

Variable independiente:

- Tiempo de biolixiviación

Variable dependiente:

- Porcentaje de extracción de arsénico.

Variables intervinientes controladas:

- Granulometría
- Velocidad de agitación
- Temperatura
- ORP
- Concentración de hierro
- Densidad de pulpa
- pH

Las variables a considerarse en la cuarta etapa, de cianuración son:

Variable independiente:

- Tiempo de cianuración.

Variable dependiente:

- Porcentaje de recuperación de oro.

Variables intervinientes controladas:

- pH de cianuración.
- Concentración de cianuro de sodio.
- Densidad de pulpa.
- Granulometría.

2.4.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Para el tratamiento de los datos se aplicó los balances metalúrgicos a fin de procesar e identificar la influencia de las variables, tanto en la etapa de flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración. En el análisis de los datos se aplicó los balances metalúrgicos, a fin de evaluar, Interpretar y optimizar las variables en estudio.

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 ANTECEDENTES

Durante la época colonial se trabajaron algunos minerales de oro y plata de alta ley, dando la formación de grandes ciudades; desafortunadamente estas reservas se fueron agotando y esto dio lugar a la búsqueda de tecnología para el tratamiento de minerales de baja ley con alto contenido de minerales arsenicales que actúan como cianicidas, elevando los consumos de cianuro de sodio. En el caso de metales preciosos alrededor del año 1890 se empieza a utilizar el proceso de cianuración para menas de baja ley en oro, utilizando cianuro de sodio en medio alcalino.

Los rasgos actuales del contexto minero en el Perú se caracteriza por:

- Explotación exitosa de yacimientos de baja ley de minerales de cobre y de oro.
- Incorporación de aspectos ambientales en el manejo de operaciones metalúrgicas.
- Ejecución de acciones en beneficio de las comunidades aledañas a las faenas mineras.

En el Perú, es notable el desarrollo de la gran minería aurífera, debido a sus operaciones de amplia envergadura que se han beneficiado con la economía a escala, bajo costo unitario por unidad producida y que obtiene beneficios adicionales por algunos subproductos. Ello pudo lograrse por la aplicación exitosa de tecnologías adecuadas, combinado con técnicas de ingeniería, diseño y construcción apropiadas.

A nivel nacional podemos citar el caso:

- Una de las Unidades mineras metalúrgicas con potencial es la empresa Rio Tinto, cuyo nuevo destino de exploración se denomina La Granja Brown Field, cuyo escollo importante es el alto contenido de arsénico que obstaculiza la recuperación de

cobre y oro, parte de los nuevos estudios son pruebas metalúrgicas para lograr una tecnología de separación de arsénico apropiada, que permita poner en valor el yacimiento y el caso de negocio.

Fuente:

<http://semanaeconomica.com/article/sectores-y-empresas/mineria/182022-maria-alejandra-delgado-inauguro-la-gerencia-general-de-rio-tinto-en-el-peru/>

Y a nivel mundial podemos citar los siguientes casos:

- La mina Giant en Yellowknife, territorios del noroeste de Canadá, durante los años 1948 y 1999 produjo un estimado de 7,6 millones de onzas de oro que se encontró en depósitos de sulfuro de Arsenopirita con alto contenido de arsénico, este oro se separa del mineral tostándolo a altas temperaturas y este despedía un gas rico en arsénico, por lo cual fue abandonado oficialmente en el año 2005.

Fuente: <http://www.miningfacts.org/Ambiente/Que-papel-juega-el-arsenico-en-la-industria-minera/>

- Otro caso de problemas de refractariedad a nivel mundial ocurre en la mina de oro el zancudo, titiribí, Antioquia, las características físicas y químicas que le imprimen cierto grado de refractariedad al depósito de la mina de oro el Zancudo, fueron determinadas por la caracterización de la mena que indico la presencia de oro fino (menor a las 30 micras) en la Arsenopirita y aun de menor tamaño (menor a las 10 micras) lo cual implica problemas de liberación durante la molienda, requiriendo algún tipo de pre tratamiento antes de la cianuración.

Fuente:

<http://revistas.uis.edu.co/index.php/revistaboletindegologia/article/viewFile/874/1209>

En el aspecto de investigación tenemos:

- En el año 2006 Aramburu Rojas, Vidal Sixto en su investigación “modelo para la pre-aireación en concentrados de oro pirítico, para la optimización del proceso de cianuración” presentada en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos – Perú. Manifiesta que el presente trabajo de investigación está orientado a estudiar nuevos esquemas de tratamiento como la Pre-Aireación con cal, que son procesos previos a la cianuración del concentrado. Obteniéndose una respuesta con una recuperación aceptable en el proceso de cianuración, que es bastante significativo en comparación con la cianuración directa convencional. En resumen las ventajas de la Pre-Aireación es que en la cianuración se reduce el consumo de cianuro de sodio en un 50% y mejora la recuperación en un 11,86%, para este tipo de concentrados.
- En el año 2013 Basurto Quinto, Andy Keith en su investigación “Estudio metalúrgico para la separación Arsenopirita-Pirita en el circuito de flotación bulk” presentado en la Universidad Nacional de Ingeniería – Perú. El relave del circuito de flotación de Zn es tratado en el circuito de flotación bulk de arsenopirita-pirita, en el cual se aplicó un método de recuperación de oro contenido mayormente en la arsenopirita. A partir del relave de zinc se realiza la flotación bulk arsenopirita-pirita, luego se realiza la flotación diferencial en caliente que consiste en flotar la arsenopirita, deprimiendo la pirita. El problema radica en la baja calidad como en la baja recuperación de oro del concentrado bulk arsenopirita-pirita que se obtenía en el circuito bulk; se diseñaron pruebas experimentales de laboratorio para llevar a cabo la separación por flotación en caliente, deprimiendo la pirita. Este resultado llevó a realizar un estudio más detallado donde se evaluaron los parámetros de trabajo más importantes que afectaban el proceso; esto se logró estableciendo el pH en

un valor de 11.27 y una temperatura de 60.87 °C en los tanques de acondicionamiento del concentrado bulk arsenopirita-pirita. De esta manera se logró incrementar la ley del oro en el concentrado de arsenopirita en un rango de 30-35 gr/Ton de Au y la recuperación del oro en el concentrado de arsenopirita se ubicó por encima del 90%.

- En el año 2015 Ramírez Osco, Luis Alfredo en su estudio de investigación “Biolixiviación de cobre en minerales sulfurados refractarios como proceso preliminar para la lixiviación de Oro por cianuración” presentada en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos – Perú. El proceso de Cianuración se ha realizado a la muestra biolixiviada de la tercera etapa en ausencia de $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, por el cual cuantificar el porcentaje de recuperación de oro respecto a muestras sin tratamiento biológico, valida la oxidación y liberación del oro encapsulado observado en las micrografías realizadas, los logros obtenidos son los siguientes:
 - Para el mineral S un ahorro en consumo de cianuro del 16,96% y un incremento en el porcentaje de recuperación del 6,7%.
 - Para el mineral K un ahorro en consumo de cianuro del 7,86% y un incremento en el porcentaje de recuperación del 4,27%.

3.2 UBICACIÓN DE PAUCARTAMBO

3.2.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA

El Distrito de Paucartambo se ubica en:

Región : Pasco.
Provincia : Pasco.
Distrito : Paucartambo.

3.2.2 LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

El distrito de Paucartambo es uno de los trece distritos que conforman la provincia de Pasco en el departamento de Pasco, bajo la

administración del Gobierno Regional de Pasco en el Perú. Su capital es la localidad de Paucartambo.

El distrito limita con:

- **Norte:** con el distrito de Huachón.
- **Sur y Este:** con la provincia de Junín (dpto. de Junín)
- **Oeste:** con el distrito de Ninacaca.

Fuente: <http://www.iperu.org/distrito-de-paucartambo-provincia-de-pasco>

El distrito de Paucartambo, conocido en estos últimos tiempos como el valle agrícola e hidroenergético, se encuentra ubicado en la parte Oriental de la provincia de Pasco, en las regiones Yunga, Quechua, Suni y Puna (jalca). Su capital Paucartambo, se encuentra a 96 km de Cerro de Pasco.

Cuenta con una superficie de 704,33 km²

- Altitud: 2880 msnm
- Coordenadas geográficas: Latitud Sur 10° 46' 13" Longitud Oeste 75° 48' 39" en la Capital del Distrito

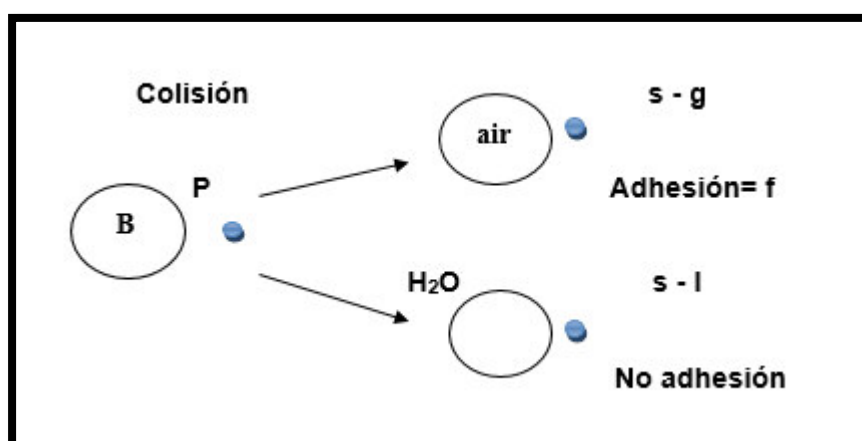
Fuente: [https://es.wikipedia.org/wiki/Distrito_de_Paucartambo_\(Pasco\)](https://es.wikipedia.org/wiki/Distrito_de_Paucartambo_(Pasco))

3.3 LA FLOTACIÓN

3.3.1 GENERALIDADES

La flotación en espuma, es un método físico-químico de concentración de minerales finalmente molidos, que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga. [2]

Figura 3: Diferencia entre las propiedades del mineral útil y la ganga



B= burbuja

P= partícula

S – g: sólido – gas

S – l: sólido – líquido

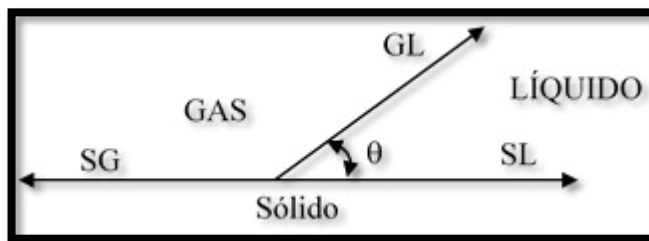
El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la anexión de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan consigo los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forma una espuma estabilizada que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidas en la pulpa y constituyen las colas o relaves. [2]

La flotación de un sólido depende de la relativa adsorción ó mojado de sus superficies por un fluido. A su vez, este proceso viene gobernado por la energía de interfase, en la que la tensión superficial es el factor decisivo. Cualquier superficie, tal como la que separa el agua y el aire, se comporta exactamente como si se hallara en tensión. Esta tensión superficial es la que induce a las pequeñas masas de agua en el aire a

tomar la forma esférica o de gota y a las pequeñas masas de aire en el agua a adquirir forma esferoidal y convertirse en burbujas, ya que la esfera es el cuerpo que ofrece el mínimo de superficie por unidad de volumen. [2]

La tensión interfacial puede medirse como la fuerza de resistencia que se opone a la ampliación o agrandamiento de la superficie. Su valor queda determinado por el ángulo formado entre las superficies, el cual debe ser igual a cero. Si una de las fases es un sólido y las otras dos fases son fluidos, el equilibrio de fuerzas paralelas a la superficie del sólido conduce a la igualdad; según la figura [2]:

Figura 3.1: Tensión superficial de la burbuja de flotación.



$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} + \gamma_{LG} (\text{COSENO}\theta) = 0$$

Siendo:

γ = tensión superficial entre las fases, indicadas por las letras iniciales utilizadas como subíndices.

θ = ángulo de contacto

G = gas

L = líquido

S = sólido

La fuerza de gravedad y la agitación tienden a desprender a las partículas sólidas de las burbujas. Si el ángulo de contacto es pequeño el líquido avanza sobre la superficie del sólido, pues las fuerzas de superficie que mantienen unidos al sólido y a la burbuja son débiles. Un ángulo de contacto grande significa una fácil flotabilidad. Cuando una partícula sólida se adhiere a una burbuja de aire, tiene lugar una pérdida de energía superficial, $-\Delta E$, por unidad de superficie (σ), que es igual a la disminución de la tensión superficial, es decir [6]:

$$\Delta E - \gamma_{SG} \Delta\sigma_{SG} + \gamma_{SL} \Delta\sigma_{SL} + \gamma_{LG} \Delta\sigma_{LG}$$

$$\Delta\sigma_{SL} = - \Delta\sigma_{SG} - \Delta\sigma_{LG}$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta\sigma_{SG}} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG} - \gamma_{SG})$$

Ya que:

$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} + \gamma_{LG} (\cos \theta) = 0$$

$$\gamma_{SL} - \gamma_{SG} = - \gamma_{LG} (\cos \theta)$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta\sigma_{SG}} - \gamma_{LG} (1 - \cos \theta)$$

Esta pérdida de energía (- ΔE) es una medida de la facilidad de humectar una superficie, es una indicación de su flotabilidad. Representa el trabajo exigido para separar el aire de la unidad de superficie de sólido. [6]

3.3.2 ETAPAS DE LA FLOTACIÓN

El proceso de flotación abarca las siguientes etapas [6]:

- Molienda del mineral a un tamaño lo suficientemente fino para separar los minerales valiosos uno de otro, así como los minerales de ganga adherentes.
- Preparación de las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
- Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.
- Formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
- Extraer la espuma cargada de mineral.

Aunque la molienda del mineral no forma parte de la flotación, tiene una importante influencia sobre el proceso. Para lograr resultados óptimos en la flotación, en la etapa de molienda los minerales valiosos deben ser liberados completamente de la roca desechable (ganga) y ser separados unos de otros. Sin embargo, en la práctica a menudo esto no es económicamente factible y aun cuando se logra una separación

completa pueden presentarse otros factores negativos para el proceso, por ejemplo los molinos de bolas o barras generalmente usados para la molienda pueden formar considerables lamas de ganga que complicarán las subsiguientes etapas de flotación. [6]

La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire se logra con una máquina de flotación, la que produce burbujas bien sea mediante la agitación mecánica de la pulpa de mineral y/o la introducción directa de aire bajo presión. [6]

Para obtener la adherencia de las partículas minerales deseadas a las burbujas de aire y de ahí, la formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, se debe formar una película de superficie hidrofobia sobre las partículas a flotar y una película hidrofílica o humectable en todas las demás. Esto se logra por medio de colectores y modificadores; la selección de la combinación apropiada para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista a cargo del beneficio. [6]

3.3.3 FLOTACIÓN DIFERENCIAL

Todos los procesos de concentración por flotación son selectivos o diferenciales, por cuanto un mineral o grupo de minerales son flotados para separarlos de la ganga que los acompaña. Ordinariamente, sin embargo, la separación de minerales distintos como los sulfurados de los no sulfurados se conoce como flotación colectiva (o bulk) y el término de flotación diferencial restringe a aquellas operaciones que comprenden la separación de tipos similares de minerales, ejemplo la concentración y subsiguiente separación de sulfuros de plomo, zinc y cobre de un solo mineral. [6]

3.3.4 REACTIVOS UTILIZADOS PARA LA FLOTACIÓN DE MINERALES

Los reactivos se emplean en la flotación con la finalidad de:

- Comunicar a determinadas especies minerales de una pulpa, propiedades que les permitan adherirse a las burbujas de gas.
- Dotar a las películas de estas burbujas de estabilidad.

Los agentes de flotación pueden clasificarse como: Colectores, Espumantes y Modificadores. [6]

- **Colectores** (promotores): Reciben éstos nombres aquellos reactivos, que siendo adsorbidos sobre la superficie de la partícula sólida en forma de películas muy finas determinan un aumento del ángulo de contacto. La designación de promotor, se aplica particularmente a los agentes formadores de películas, tales como el xantato sódico $\text{NaS}(\text{CS})\text{OR}$, el cuál es adsorbido por el sulfuro de plomo, el radical xantato ($-\text{SCS}-$) hacia el plomo y el radical ($-\text{R}-$) hacia el lado opuesto. Este hecho proporciona a la superficie del sólido la característica de asemejarse a un hidrocarburo, es decir que no es mojado por el agua. Se denomina colector, si el material adsorbido forma una película gruesa, el petróleo es un ejemplo de colector típico, pero tiene la desventaja de formar una espuma grasienta, difícil de romper en la operación posterior de sedimentación. [6]
- **Espumantes:** Son necesarios para evitar la coalescencia de las burbujas de aire cuando llegan a la superficie del agua, manteniendo así una espuma persistente y de selectividad deseada. Un buen espumante debe tener la propiedad de trasladarse fácilmente a la interfase agua – aire, los espumantes más ampliamente usados son compuestos heteropolares y surfactantes, que contienen una parte polar o ávida de agua y otra no polar o ávida de aire. En la interfase agua – aire, los espumantes se orientan con el grupo polar hacia el agua y el grupo no polar hacia el aire. [6]
- **Modificadores:** Los reactivos modificadores se usan para activar la capacidad de adsorción del reactivo formador de películas (colector o promotor), dichos agentes reaccionan con la superficie del sólido, bien sea por acción química o por adsorción y modifican el carácter de la superficie de uno o más sólidos, lo que perturba la adsorción por ellos del agente colector o promotor. Los modificadores pueden actuar como:

- Depresantes. Son aquellos reactivos que inhiben o impiden la adsorción de un colector por una partícula de mineral, impidiendo por lo tanto su flotación. [6]
- Activadores. Se utilizan para aumentar la capacidad de adsorción del reactivo formador de películas (colector o promotor). [6]
- Agente regulador de pH. El grado de acidez o pH del agua, constituye un factor de gran importancia, ya que regula o modifica la formación de películas y en muchos casos, la flotación solo es posible dentro de una estrecha zona de valores de pH. [6]

3.3.5 FLOTABILIDAD DEL ORO

La flotación como medio para recuperar el oro, es establecida y también documentada ampliamente en la literatura. El oro se puede agrupar típicamente en tres categorías principales, a saber: como oro libre, mineral de oro y minerales asociados al oro. [8]

Oro Libre

Bajo este grupo de oro libre, se puede agrupar típicamente al oro aluvial (tipo placer), oro nativo, aleaciones con el metal [8]:

Oro nativo Au

- Electrum (Au, Ag)
- Auroestibita AuSb_2
- Auricuprita AuCu_3
- Maldonita Au_2Bi

El oro visible pertenece a este grupo, típicamente mayores a $0,1 \mu\text{m}$, también es caracterizado por el concepto de GRG (oro recuperable por gravedad) según lo definido por A.R. Laplante. El término GRG debido a su implicancia será utilizado con frecuencia en este trabajo para la clasificación del grupo libre y 'visible' del oro. El oro libre es naturalmente hidrofóbico, y exhibe un carácter no polar y flota por lo tanto bien. [8]

Minerales de Oro

Entre los minerales de oro, típicamente son los telururos, con contenidos importantes de oro como cociente fijo. [8]

- Calaverita AuTe_2
- Montbragita Au_2Te_3
- Krennerita $(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}_2$
- Petzita Ag_3AuTe_2
- Sylvanita AgAuTe_4

Minerales Asociados al Oro

Este grupo corresponde a los minerales sulfurados y oxidados que llevan al oro como componente de trazas, en solución sólida con los minerales o en forma coloidal encapsulada en el mineral. Este oro también a menudo se le refiere como oro invisible. [8]

Entre los más conocidos tenemos:

- Pirrotita Fe_7S_8
- Pirita FeS_2
- Calcopirita CuFeS_2
- Arsenopirita FeAsS
- Tetraedrita-tenantita $\text{Cu}_{12}(\text{Sb}, \text{As})_4\text{S}_{13}$
- Bornita Cu_5FeS_4

3.3.6 APLICACIONES DE LA FLOTACION DE ORO

La aplicación del diagrama de flujo de la flotación en el proceso de recuperación de oro está en función de factores mineralógicos, ambientales y económicos. [8]

Flotación como Etapa Primaria de Concentración

Cuando el oro está asociado principalmente con minerales refractarios o encapsulados, de muy baja concentración, o cuando puede ser recuperado adicionalmente el mineral recirculante. El concentrado de la flotación es tratado como flujo principal. [8]

Flotación como Etapa Scavenger

La flotación es aplicada a los relaves de lixiviación para recuperar el oro asociado con minerales refractarios o encapsulados. [8]

Flotación como Etapa de Concentración para la Fundición Final de Oro

La flotación es adicionada al circuito gravimétrico para incrementar la ley gravimétrica, para la fundición posterior del concentrado de oro. [8]

Flotación en el Circuito de Molienda

La recuperación de oro en los circuitos de molienda es deseable, porque reduce los inventarios de recirculación, produce un concentrado específico para ser tratado separadamente y ser más económico; o reducir la carga circulante del proceso de la fracción más refractaria, o permitir la adopción de un flujo de caja más rentable o simplemente lo mas importante incrementar la recuperación total del oro.

La flotación en el circuito de molienda puede ser dirigido específicamente a recuperar el oro libre (GRG), solo con el uso de reactivos muy específicos. [8]

3.3.7 COMPORTAMIENTO DEL ORO EN LOS CIRCUITOS DE MOLIENDA

El oro exhibe características muy inusuales en el circuito de molienda. Ello se aprovecha con la separación gravimétrica y la flotación flash. [8]

Oro libre

El oro pesado se acumula preferencialmente en el under flow de los ciclones. El mecanismo de molienda es un laminador de oro por su propiedad de maleabilidad. El proceso de reducción de tamaño es de seis a veinte veces más lento que el proceso de reducción convencional de minerales y gangas. [8]

Algunas láminas se van al over flow por arrastre. Estas láminas grandes se pierden generalmente a los relaves puesto que, en la parte inferior de las celdas de flotación no se suspenden por su diseño ni están preparados para la flotación de partículas gruesas. [8]

El oro libre exhibe características excelentes en la flotación. Ello se debe a que las partículas laminadas de oro se unen generalmente más

fácilmente a las burbujas de aire, y tienen un excelente ángulo del contacto, y la extensión de la superficie del área de contacto, y también porque los bordes aserrados permiten la penetración fácil de la película del líquido alrededor de la burbuja de aire. [8]

Minerales de Oro y Minerales Asociados de Oro

Estos minerales se caracterizan por su rapidez de molienda, más que el oro libre. Típicamente los clivajes ocurren a lo largo de los bordes de grano de los cristales. Estos minerales son a menudo muy amorfos o frágiles, tendiéndose a acumular en las fracciones finas. La sobremolienda conduce a las pérdidas en las fracciones finas, pues las máquinas de la flotación no se engranan necesariamente hacia la flotación de las partículas finas. [8]

3.4 LIXIVIACIÓN Y BIOOXIDACIÓN

3.4.1 PROCESOS DE LIXIVIACIÓN

Muchas sustancias biológicas, así como compuestos inorgánicos y orgánicos, se encuentran como mezclas de diferentes componentes en un sólido. Para separar el salute deseado o eliminar el salute indeseable de la fase sólido, esta se pone en contacto con una fase líquida. Ambas fases entran en contacto íntimo y el salute o salutes se difunden desde el sólido a la fase líquida, lo que permite una separación de los componentes originales del sólido. Este proceso se llama lixiviación líquido - sólido o simplemente lixiviación. [14]

La operación unitaria se puede considerar, como una extracción, aunque el término también se refiere la extracción líquido -líquido. Cuando la lixiviación tiene por objeto eliminar con agua un componente indeseable de un sólido, el proceso recibe el nombre de lavado. [14]

El proceso de lixiviación para materiales orgánicos e. inorgánicos son de uso común en los procesos metalúrgicos. Los metales útiles suelen concentrarse en mezclas de grandes cantidades conteniendo metales indeseables; la lixiviación permite extraerlos en forma de sales solubles, por ejemplo: sales de cobre se lixivian de los minerales molidos que contienen otras sustancias por medio de soluciones de ácido sulfúrico; las sales de cobalto y níquel se lixivian de sus minerales con mezclas de ácido sulfúrico- amoniaco- oxígeno. [14]

3.4.2 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN DE SULFUROS.

Los métodos de lixiviación de especies sulfuradas pueden ser divididos en dos grupos: [4]

- En ausencia de agentes oxidantes.
- En presencia de agentes oxidantes.

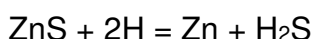
3.4.3 LIXIVIACIÓN EN AUSENCIA DE AGENTES OXIDANTES.

Pocos sulfuros son lixiviables bajo condiciones de ausencia de oxidantes. No obstante, los casos conocidos pueden clasificarse de acuerdo a las siguientes tres alternativas de tratamiento posibles, las que se verán con más detalle en esta sección: [4]

- a. Sulfuros solubles en medio ácido
- b. Sulfuros solubles en medio alcalino
- c. Sulfuros que forman complejos solubles.

1. SULFUROS SOLUBLES EN MEDIO ÁCIDO.

A temperatura ambiente estas reacciones son lentas, por esta razón se usan temperaturas superiores a 100°C, bajo presión de 4 a 1 atmósferas. El ácido sulfúrico diluido disuelve algunos sulfuros metálicos con liberación de H₂S por ejemplo: [4]



El gas liberado puede ser oxidado y recuperado en forma de azufre elemental. Pawlek y Pietsch (1957) estudiaron el efecto de una solución al 10% H₂SO₄ a 120° C, sobre sulfuros, el H₂S formado fue impulsado por gas nitrógeno, extrayendo las siguientes conclusiones: [4]

- Sulfuros Solubles: ZnS, CoS, NiS, FeS
- Sulfuros parcialmente solubles: FeS₂
- Sulfuros insolubles: PbS, CuS, As₂S₃, Sb₂S₃, CdS.

2. SULFUROS SOLUBLES EN MEDIO ALCALINO

También aquí se prefiere trabajar a temperaturas superiores a las del ambiente, sobre los 100°C y con una presión de 4 a 10 atmósferas, por lo que a temperatura ambiente estas reacciones son lentas, no siendo así a temperaturas superiores, como es el caso de la galena, PbS y la blenda (o esfalerita), ZnS. En estos casos, cuando se usa un medio alcalino, éste forma con el metal un anión estable, según se observa de la reacción general: [4]



3. SULFUROS QUE FORMAN COMPLEJOS SOLUBLES

Los sulfuros que forman complejos solubles son dados con la aplicación del sulfuro de sodio, Na₂S y el cianuro de sodio, NaCN. En el caso del sulfuro de sodio, los sulfuros que se adecuan para este proceso de acomplejamiento son: oropimente, As₂S₃, estibina, Sb₂S₃, bismutina, Bi₂S₃, los sulfuros de estaño, SnS y Sn₂S₃ y el cinabrio:

HgS. La reacción general termina en la formación del tiocomplejo del metal correspondiente, y es la siguiente: [4]



3.4.4 LIXIVIACIÓN EN PRESENCIA DE AGENTES OXIDANTES.

Los agentes oxidantes más comunes usados para lixiviar especies minerales sulfuradas son: [4]

- Oxígeno y agua oxigenada
- El ión férrico
- El ácido nítrico
- El ácido sulfúrico concentrado
- El gas cloro disuelto
- El hipoclorito de sodio.

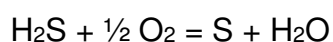
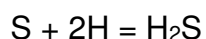
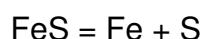
Al elegir el oxidante más adecuado, debe tenerse presente que el oxígeno como agente oxidante tiene la gran ventaja que no necesita ser regenerado y que no introduce iones extraños en el sistema de lixiviación los que pueden contaminar el producto. Lo mismo ocurre con el agua oxigenada, aunque por su precio y disponibilidad puede no resultar tan conveniente. Por el contrario, por ejemplo, cuando se usa el FeCb como agente lixivante, éste se reduce a ión ferroso y tiene que ser separado y re-oxidado antes de su recirculación al circuito. [4]

El mecanismo de lixiviación en presencia de agentes oxidantes puede ser: tipo químico o bien de tipo electro-químico: [4]

1. MECANISMO TIPO QUÍMICO

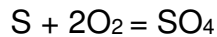
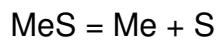
El mecanismo de tipo químico puede conducir a la formación de azufre elemental o bien de sulfatos. [4]

- Mecanismo químico con formación de azufre elemental.



- Mecanismo químico con formación de sulfatos.

Este caso ocurre en medio neutro. Son muy lentos en condiciones ambientales, pero se aceleran a temperaturas altas. En general se pueden representar así:

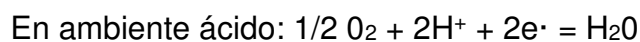
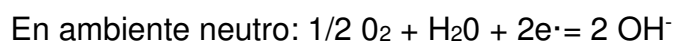


2. MECANISMO TIPO ELECTRO-QUIMICO

En este caso se trata de procesos de disolución de sulfuros que son totalmente insolubles en ácido, estos conducen a la formación de azufre elemental, el cual puede ser oxidado más aun dependiendo de las condiciones de la lixiviación: temperatura, pH de la solución y Eh del agente oxidante. En general, el proceso electro-químico puede representarse diferenciando entre las reacciones de oxidación y de reducción: [4]



Algunas reacciones típicas de reducción son las siguientes:



3.4.5 BIOLIXIVIACIÓN DE LA ARSENOPIRITA

La arsenopirita (FeAsS) es la fuente mineral de arsénico más común en la superficie terrestre. Se puede encontrar en una variedad de sistemas tales como depósitos magmáticos, hidrotermales y pórfidos, entre otros. Es por esto que es comúnmente asociada a la aparición de oro, generando su amplia explotación y posterior descarga como desechos sólidos en los procesos mineros. [9]

La biooxidación es un método utilizado en el pre tratamiento oxidante de menas refractarias, algunas veces como una alternativa a los procesos de calcinación y oxidación por presión. La capacidad de las bacterias para oxidar sulfuros metálicos está dada por su condición quimiolitótrofa, es decir, la obtención de su fuente de energía de

compuestos inorgánicos, por lo tanto, ellas crecen a expensas de la liberación u obtención de electrones a partir de la oxidación de minerales, proceso que se aprovecha en la minería aurífera para la oxidación de especies minerales, permitiendo así la liberación del oro, ocluido ó en forma de solución sólida, en la estructura de algunos minerales. Tornándolo disponible para los procesos subsecuentes, como la lixiviación con cianuro. [9]

Dentro de los microorganismos más importantes en los procesos biohidrometalúrgicos esta *Acidithiobacillus ferrooxidans*, bacteria gram-negativa, que presenta forma de bacilo, con diámetro entre 0,4–0,8µm y longitud entre 0,9–2,0 µm. Hay reportes donde se sugiere que la exposición de éste tipo de microorganismos a ambientes ricos en sulfuros metálicos puede resultar en la disminución o inhibición de la actividad metabólica de éstos. Las razones para dichas aseveraciones han sido diversas; entre las principales se encuentran la reducción de la cantidad de oxígeno disuelto, daño a la pared celular como resultado de la fricción entre las partículas minerales y los microorganismos, y al efecto nocivo de los iones metálicos como el As^{3+} , As^{5+} y Fe^{3+} , entre otros. Sin embargo, *A. ferrooxidans* puede ser adaptado para incrementar su tolerancia a estos ambientes y disminuir los efectos inhibitorios; mejorando notablemente los procesos de beneficio mineral. [9]

Uno de los principales factores a tener en cuenta en procesos de biooxidación son las altas concentraciones de arsénico provenientes de la disolución de la arsenopirita, responsables en gran medida de la disminución de la actividad bacteriana por la interferencia en el proceso de formación de ATP, debido a la formación de un complejo ADP-arsénico inestable, generando la inhibición en la velocidad de crecimiento. [9]

La metodología comúnmente empleada en los procesos de adaptación de *A. ferrooxidans* a la presencia de iones metálicos pesados consiste en una serie de cultivos sucesivos en los cuales los microorganismos son crecidos progresivamente, incrementándose en el medio la concentración de iones metálicos pesados. El principal inconveniente

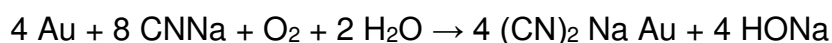
de esta metodología es que no se sigue un protocolo determinado, siendo necesarios periodos de adaptación de hasta años en algunos casos. Durante estos procesos, las densidades de pulpa juegan un papel importante en el proceso de adaptación de microorganismos a los concentrados de arsenopirita, puros o en consorcios. [9]

3.5 CIANURACIÓN DEL ORO

3.5.1 GENERALIDADES

La cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de las menas de oro, desde hace muchos años. [8]

Se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, regidas por la siguiente ecuación: [8]



Esta fórmula es conocida como la ecuación de ELSNER.

Las principales variantes de lixiviación son:

- La lixiviación por agitación.
- La lixiviación por percolación.

3.5.2 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN

La mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas. La concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gr de cianuro por metro cubico de solución). [1]

El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. [1]

Para evitarlo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino. Se adiciona lo necesario para mantener la concentración de Oca libre en la solución por encima 100 g/m³. [1]

La velocidad de disolución del oro nativo depende entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata. [1]

Es la práctica común, remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 0,105 mm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito.

Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesarios para llevar adelante la solubilización del oro.

Se realizan ensayos a escala laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena. [1]

Las variables a determinar son las siguientes: [1]

- Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
- Consumo de cal por tonelada de mineral tratado.
- Optimo grado de molienda.
- Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
- Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
- Dilución más adecuada de la pulpa.

3.5.3 LIXIVIACIÓN POR PERCOLACIÓN

La cianuración en pilas es un método que ya se está aplicando con regularidad en varios yacimientos a nivel mundial, para procesar minerales de oro y plata de baja ley, se aplica también en yacimientos del tipo hidrotermal en la zona oxidada, es decir vetas de alta pero de volumen pequeño, generalmente explotados por la pequeña minería. [3]

La cianuración en pilas es una lixiviación por percolación del mineral acopiado sobre una superficie preparada para coleccionar las soluciones

Este método es bastante antiguo y se lo utilizaba para lixiviar minerales de cobre y uranio. Si bien este método fue concebido para explotar grandes depósitos de oro de baja ley, se lo usa también para depósitos de pequeño volumen y de alta ley, debido a sus bajos costos de capital y operación. [3]

Su flexibilidad operativa permite abarcar tratamientos que pueden durar semanas, meses y hasta años dependiendo del tamaño del mineral con que se está trabajando. [3]

El mineral fracturado se coloca sobre un piso impermeable formando una pila de una cierta altura sobre la que se esparce una solución de cianuro diluida, la que percola a través del lecho disolviendo los metales preciosos finamente diseminados en la mena. [3]

La solución enriquecida de oro y plata se colecta sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia la pileta de almacenamiento, desde ahí se alimenta el circuito de recuperación. [3]

Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos preferentemente, a saber: [3]

- Precipitación con carbón activado
- Cementación de oro con zinc

3.5.4 ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO

Los carbones activados se utilizan por su estructura granular, los que tienen una gran superficie específica, las que permiten un alto grado de adsorción del oro y la plata, desde las soluciones cianuradas ricas a la superficie de estos carbones. A nivel industrial el método de adsorción por carbón activado es el más usado. [3]

El carbón activado se fabrica a partir de la corteza del coco debido a su dureza lo que lo hace más resistente a la abrasión y la rotura, además,

su capacidad de adsorción es mayor que otros carbones activados fabricados a partir de otros materiales. [3]

En estas operaciones se hacen pasar las soluciones que percolan de las pilas de lixiviación, por 5 o 6 columnas, las que en su interior contienen el carbón activado. [3]

Las columnas en contacto con las soluciones cianuradas son periódicamente rotadas para tener un mayor aprovechamiento de la capacidad de adsorción del carbón. [3]

La alimentación de las columnas se hace en contracorriente las que mantienen las partículas de carbón en suspensión evitando que el lecho se compacte. [3]

La cantidad de oro que puede cargar un carbón activado depende de la cantidad de cianuro libre que haya en la solución, las impurezas y del pH de la solución, como así también del tiempo de contacto o dicho de otra forma del flujo de alimentación. [3]

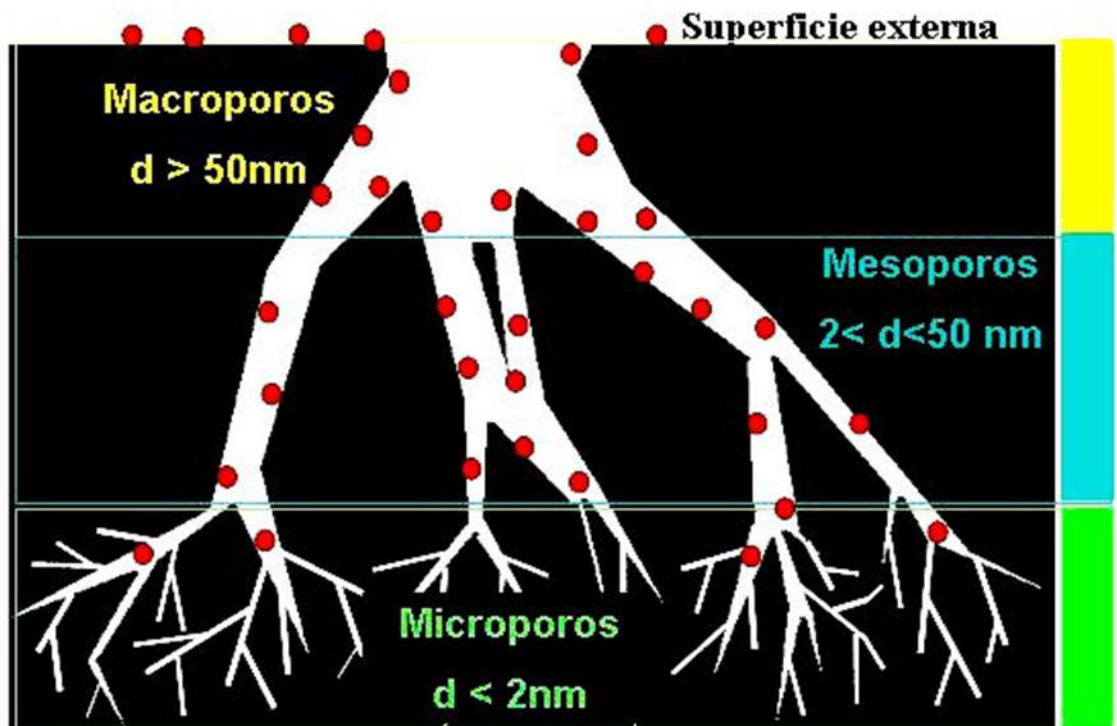
La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente y rotadas las restantes, agregándose al final una nueva columna con carbón descargado. [3]

El oro adsorbido sobre el carbón activado es extraído del mismo, mediante una solución alcalina de sulfato de sodio o bien una solución cianurada en caliente. [3]

El oro que contendrá esta última solución cianurada, se puede recuperar mediante electrólisis y luego purificarlo (refinado). [3]

Al carbón descargado, se le realiza un proceso de reactivación, el que consiste en eliminar los carbonatos y sílice presente, mediante el lavado con solución de ácido nítrico diluido en caliente y soda cáustica, para luego someterlo a una etapa de reactivación en un horno elevando su temperatura entre los 600 C° y los 650 C°, durante treinta minutos en una atmósfera pobre en oxígeno, a fin de eliminar las materias orgánicas contaminantes sin producir una combustión. [3]

Figura 3.2: Diferencia entre las porosidades



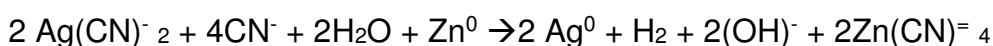
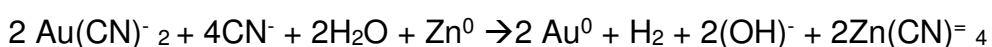
3.5.5 CEMENTACIÓN DE ORO CON ZINC

También llamado Método Merrill – Crowe, es otro de los métodos de recuperación usados, el proceso que se realiza es el siguiente: [10]

- A la solución enriquecida en oro que proviene de la percolación en las pilas de lixiviación, se la filtra[10]
- A esta solución se le extrae el oxígeno disuelto, mediante una columna de desoxigenación, (vacío). [10]
- A esta solución filtrada y desoxigenada se la pone en contacto con el polvo de zinc. [10]
- Por un proceso redox, el Zn pasa a la solución oxidándose, entregando electrones que son captados por los átomos de oro que se encuentran en estado de catión con una carga positiva (Au^+), el que se reduce sobre la partícula de Zn. [10]
- Se recupera mediante filtrado todas las partículas de Zn, las que tienen el oro depositado en su superficie. A este se lo llama precipitado de Zn. [10]

- Luego se lo funde y se obtiene un bullion, lo que no es otra cosa que una aleación de Oro, Plata, Cobre y Zinc.
- A este bullion se lo pasa a una etapa de refinación para obtener el oro 24 kilates, que es oro sellado. [10]

La precipitación del Oro y la Plata con polvo de zinc, a partir de soluciones alcalinas de cianuro, se basa en que el Oro y la Plata se encuentran en el extremo opuesto al Zinc en la serie electromotriz, y son por lo tanto desplazados electroquímicamente por este último de las soluciones de cianuración.



Retomando el tema anterior de la lixiviación por percolación vemos que se deberá tener en cuenta ciertos aspectos: [10]

Preparación del piso de la pila

La cianuración en pilas se realiza con un material depositado sobre un piso o base impermeable donde se colectan las soluciones enriquecidas para evitar pérdidas de oro y plata, como así también posibles contaminaciones de la napa freática en el caso de pérdidas de soluciones cianuradas en el terreno. [10]

Se utilizan materiales, para su construcción, como por ejemplo asfalto, hormigón, capas plásticas y ripio compactado con arcillas. [10]

Preparación del mineral

Los minerales poco permeables a las soluciones deben ser triturados para mejorar la exposición al ataque químico de las soluciones. El grado óptimo de trituración se determina con la realización de ensayos de lixiviación en columnas a escala laboratorio. Estas pruebas también revelan la cantidad de cal que se le debe agregar para neutralizar los componentes ácidos de las menas, evitando de esa manera la

destrucción de CN Na por hidrólisis por ende la generación de ácido cianhídrico, el cual es altamente venenoso. [10]

Construcción de la pila

El armado de la pila es un punto crítico en la operación, la que requiere cuidados para obtener un lecho poroso y permeable donde las partículas se presenten uniformemente distribuidas y que no exista segregación de tamaños. [10]

Unas de las técnicas usadas consisten en depositar el mineral por capas, según el ángulo natural de reposo, siendo para tal efecto vaciado en el borde superior de la pila con el objeto de hacerlo rodar en cascada por la pendiente. [10]

Aplicación de la solución

La técnica más difundida es la de esparcir la solución mediante procesos de goteo o rocío con tuberías plásticas perforadas. [10]

La decisión a favor de la lixiviación en pila solo puede tomarse luego de un análisis basado en el comportamiento metalúrgico de la mena estudiada. [10]

Se evaluarán las siguientes relaciones: [10]

- Grado de trituración vs. Percolabilidad
- Consumo de reactivo vs. Recuperación de oro
- Consumo de reactivos vs. Concentración de reactivos

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

4.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

En la presente tesis la investigación realizada es experimental, porque utiliza los experimentos y los principios encontrados en el método científico, es decir aplican los conocimientos existentes de la caracterización del mineral, procesos de flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración, y estos son aplicados para solucionar los problemas en la recuperación de oro en minerales auríferos refractarios.

La investigación también es cuantitativa y deductiva, porque se realizaron la manipulación, análisis e interpretación de las variables independientes y dependientes en cada prueba, tomando como base las teorías basadas en la problemática de la presente investigación.

4.2 UNIDAD DE ANÁLISIS

En la presente investigación la unidad de análisis se efectuó en el distrito de Paucartambo, provincia de Pasco, departamento de Pasco, ya que es en donde se desarrolla y recopila toda la información utilizada para la presente investigación.

4.3 POBLACIÓN DE ESTUDIO

La población de estudio de la presente investigación es el mineral de cabeza, extraído de la corteza terrestre del distrito de Paucartambo, provincia de Pasco, departamento de Pasco.

Los estudios de la investigación, ensayos y pruebas metalúrgicas se realizaron en los laboratorios Pirometalurgia y Metalurgia Extractiva de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, la caracterización del mineral, se realizó en la Escuela Académica Profesional de Ingeniería Geológica de la UNMSM.

4.4 TAMAÑO DE MUESTRA

En la presente investigación, la cantidad estimada de las muestras para los estudios correspondientes fue de 30 kg, ya que cada prueba en la flotación fue de 1,02 kg. Se hicieron 4 pruebas de flotación y además de ello se hicieron 4 pruebas repetibles de la mejor prueba de la flotación, manteniendo las mismas condiciones de prueba, con la finalidad de tener suficiente cantidad de concentrado para el desarrollo del pre tratamiento previo a la prueba de cianuración, el resto de la muestra quedó como testigo para las pruebas preliminares que se realizaron.

4.5 SELECCIÓN DE MUESTRA

Una vez obtenido la muestra representativa de 30 kg. fue trasladado a la sala de muestras donde fue reducido en una chancadora primaria a una granulometría de 100% -1/4", el cual fue homogenizado y cuarteado, hasta obtener aproximadamente 20 kg. Después de ello se procedió a la reducción de tamaño en la chancadora secundaria, para obtener el producto final de chancado a nivel de laboratorio de 100% - 10 malla. Dicha muestra fue el alimento a la molienda para realizar las diferentes pruebas metalúrgicas que se realizaron en la presente investigación, siendo el producto de la molienda una granulometría de 61,75% - 200 malla.

El método que se ha empleado para el cuarteo del mineral, fue el de cuarteo por conos, que es una operación manual, empleada en forma posterior al muestreo, que nos permite continuar disminuyendo la cantidad de muestra, hasta tener una muestra promedio y relativamente representativa de un todo de gran volumen, éste método consiste en formar una pequeña pila con el mineral muestreado, en forma de un cono luego, este se aplana de una manera uniforme, formando un círculo cónico de una altura muy inferior a la del cono, a este círculo se le divide en cuatro partes simétricas, mediante una cruz concéntrica, luego se separan las 4 partes, para desechar 2 partes opuestas por el vértice y juntar las otras 2 que quedan para formar

nuevamente otra pila más pequeña y realizar la misma operación anterior hasta considerar que el producto del último cuarteo contenga una cantidad requerida para las diferentes pruebas metalúrgicas que se realizó.

4.6 PROCEDIMIENTO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

La metodología consistirá en lo siguiente:

- Información bibliográfica sobre la problemática de la investigación.
- Obtener una muestra representativa de mineral de cabeza del distrito de Paucartambo.

Figura 4: Mineral de cabeza, como alimento del chancado primario.



- Después de las operaciones de chancado primario y secundario, tener la muestra representativa con una granulometría de 100% - 10 malla, que fue alimento a la molienda para realizar las diferentes pruebas metalúrgicas.

Figura 4.1: Chancado.



Figura 4.2: Producto del chancado 100% -10 malla.



- Después de las operación de molienda, la muestra representativa con una granulometría de 61,75% - 200 malla, fue alimento para realizar las diferentes pruebas metalúrgicas.

Figura 4.3: Billas de acero, como medio moledor en el Molino de Bolas.



Figura 4.4: Mineral como alimento en el Molino de Bolas.



Figura 4.5: Molino de Bolas



- La muestra representativa molida de cabeza de 300 gramos, se envió al laboratorio de análisis químico para el reporte de leyes en oro.
- De la muestra molida de cabeza de 300 gramos, también se envió al laboratorio de Microscopia óptica, para la caracterización y tener como resultado los componentes de la muestra, diferentes tipos de entrelazamientos, tamaño de las partículas y grados de liberación de las especies mineralógicas. (Figuras 4.7, 4.8, 4.9, 4.10)
- Pruebas preliminares flotación, como una concentración a nivel de laboratorio.
- Pruebas preliminares de lixiviación alcalina del Arsénico a nivel de laboratorio.
- Pruebas preliminares de biolixiviación del Arsénico a nivel de laboratorio.
- Pruebas preliminares de cianuración de los concentrados biolixiviados a nivel de laboratorio.
- Pruebas definitivas flotación.
- Pruebas definitivas de lixiviación alcalina del Arsénico.
- Pruebas definitivas de biolixiviación del Arsénico.

- Pruebas definitivas de cianuración de los concentrados biolixiviados.
- Determinación de Ley de Oro en las muestras de cabeza y relaves mediante la vía clásica de ensayos al fuego, desarrollados en el Laboratorio de Pirometalurgia de la E.P. Ingeniería Metalúrgica. Los ensayos de contenido de arsénico se desarrollaron mediante absorción atómica en el Laboratorio H&F Laboratorios S.A.C.

Figura 4.6: Ensayos al Fuego.



- Sistematizar los resultados obtenidos, mediante balances metalúrgicos.

4.7 ANÁLISIS MINERALÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

El análisis realizado sobre la muestra, ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en el análisis modal, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales. En la siguiente tabla se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal.

TABLA 4.1: Minerales observados en la muestra

COMPOSICIÓN DE LA MUESTRA		
MINERALES	FÓRMULA	ABREVIATURA
Calcopirita	CuFeS_2	Cp
Esfalerita	Zns	Ef
Arsenopirita	FeAsS	Apy
Pirita	FeS_2	Py
Goethita	FeO.OH	Gt
Gangas		Ggs

* Fuente: Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

4.7.1 DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en el cuadro siguiente:

TABLA 4.2: Volúmenes y grados de liberación

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACIÓN (%)
Calcopirita	1,59	92,31
Esfalerita	0,15	100,00
Arsenopirita	47,46	100,00
Pirita	9,39	98,70
Goethita	2,26	96,98
Gangas	39,15	98,43
Total	100,00	

* Fuente: Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

Observando la tabla 4.2, se hará la siguiente interpretación de los grados de liberación de los minerales que han intervenido en el análisis modal:

TABLA 4.3 Volúmenes y Grados de liberación de los Minerales Observados

MINERALES			CALCOPIRITA		ESFALERITA		ARSENOPIRITA		PIRITA		GOETHITA		GANGAS	
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Total, de Partículas Libres	2031		30		3		973		190		45		790	
% Volumen Partículas libres	99,07			1,46		0,15		47,46		9,27		2,20		38,54
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS	NUMERO	VOLUMEN	CALCOPIRITA		ESFALERITA		ARSENOPIRITA		PIRITA		GOETHITA		GANGAS	
	PARTICUL.	PORCENTUAL	N	% V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
cp-py	5	0,24	2,50	0,12					2,50	0,12				
gt-GGs	14	0,68									1,40	0,07	12,60	0,61
TOTAL, ENTREL.	19	0,93	2,50	0,12	-	-	-	-	2,50	0,12	1,40	0,07	12,60	0,61
TOT.LIB+ENLZ	2050	100,00	32,50		3,00		973,00		192,50		46,40		802,60	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100,00		1,59		0,15		47,46		9,39		2,26		39,15
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			92,31		100,00		100,00		98,70		96,98		98,43	
Símbolos: N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas. %V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.														

* Fuente: Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

TABLA 4.4: Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación compleja

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas libres		2031	99,07	
cp-py	1al	5	0,24	Fácil
gnt-GGs	1el	7	0,34	Muy difícil a imposible
	2cIII	7	0,34	Muy difícil a imposible
TOTAL		2050	100,00	

* Fuente: Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

4.7.2 IMÁGENES DE ESPECIES MINEALÓGICAS Y SU ENTRELAZAMIENTOS

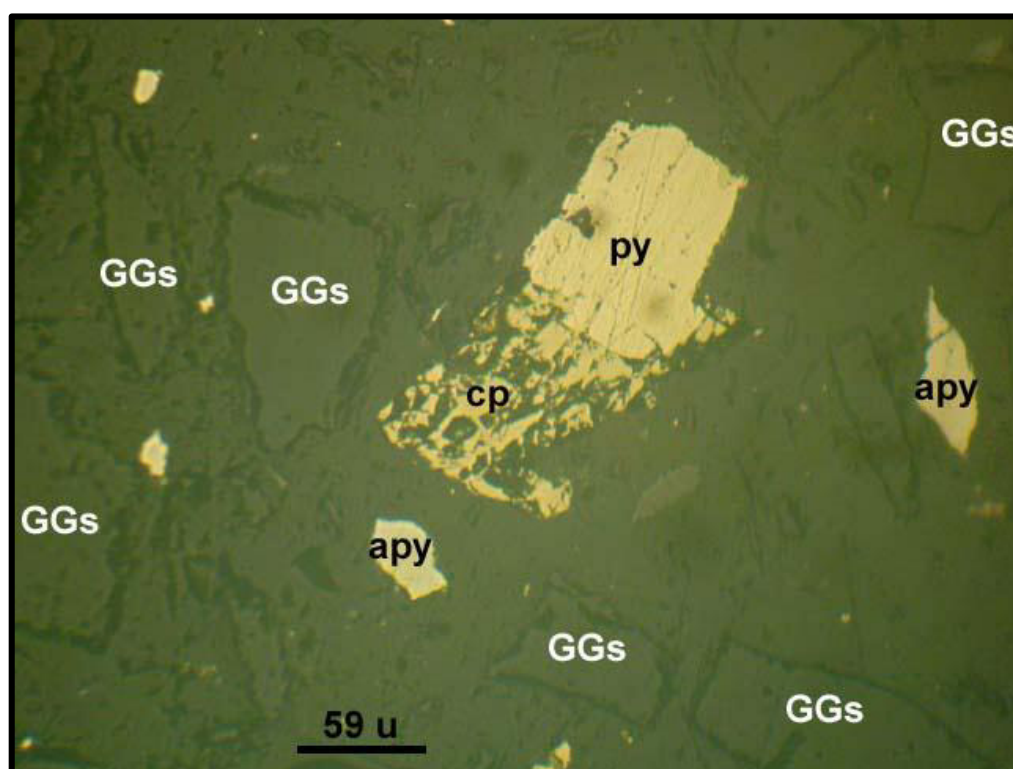


Figura 4.7: Partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la pirita (py), y partículas libres de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.

* Fuente Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

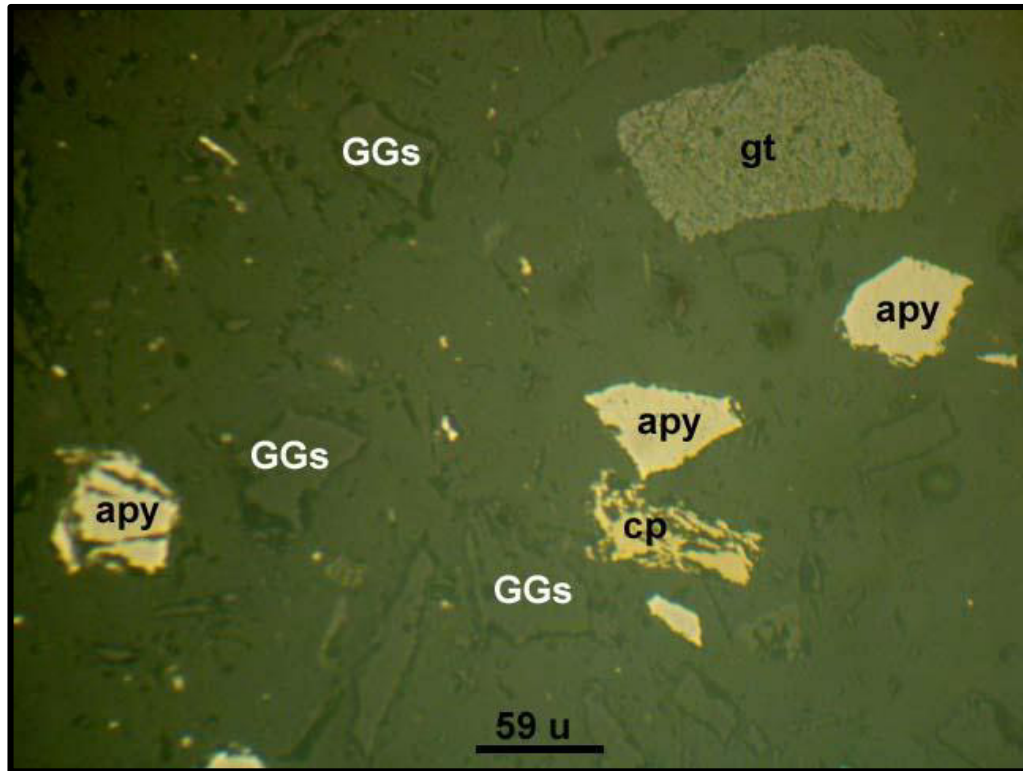


Figura 4.8: Partículas libres de calcopirita (cp), de arsenopirita (apy), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 200X.

* Fuente Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

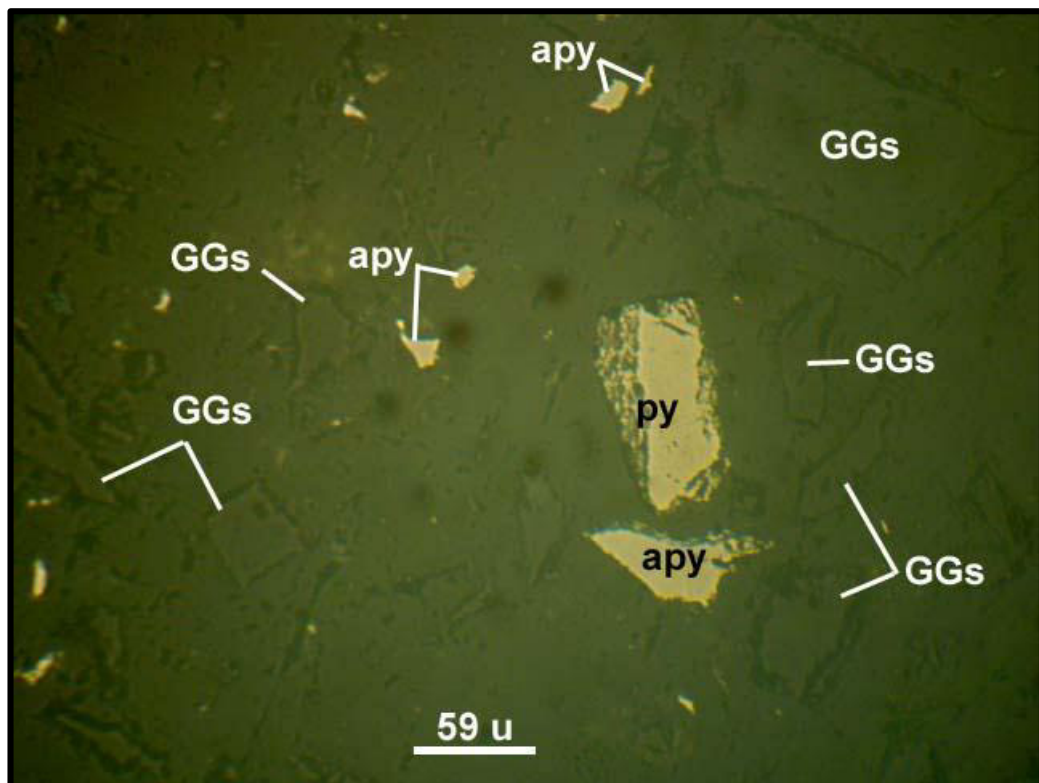


Figura 4.9: Partículas libres de pirita (py), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.

* Fuente Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

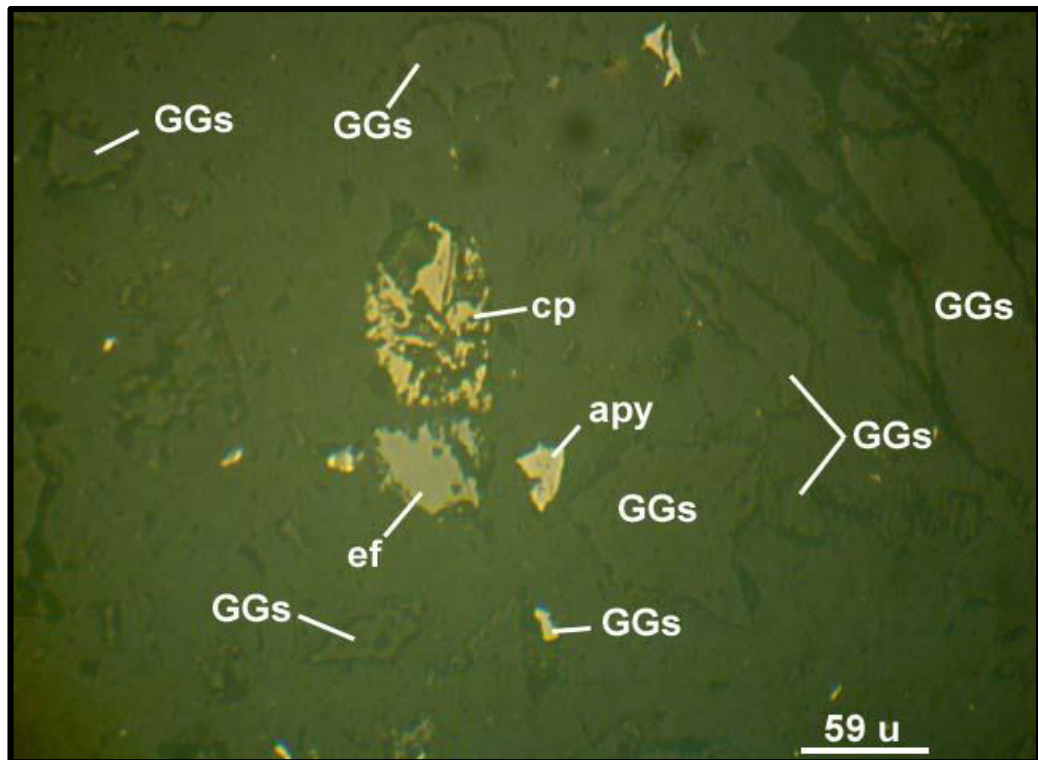


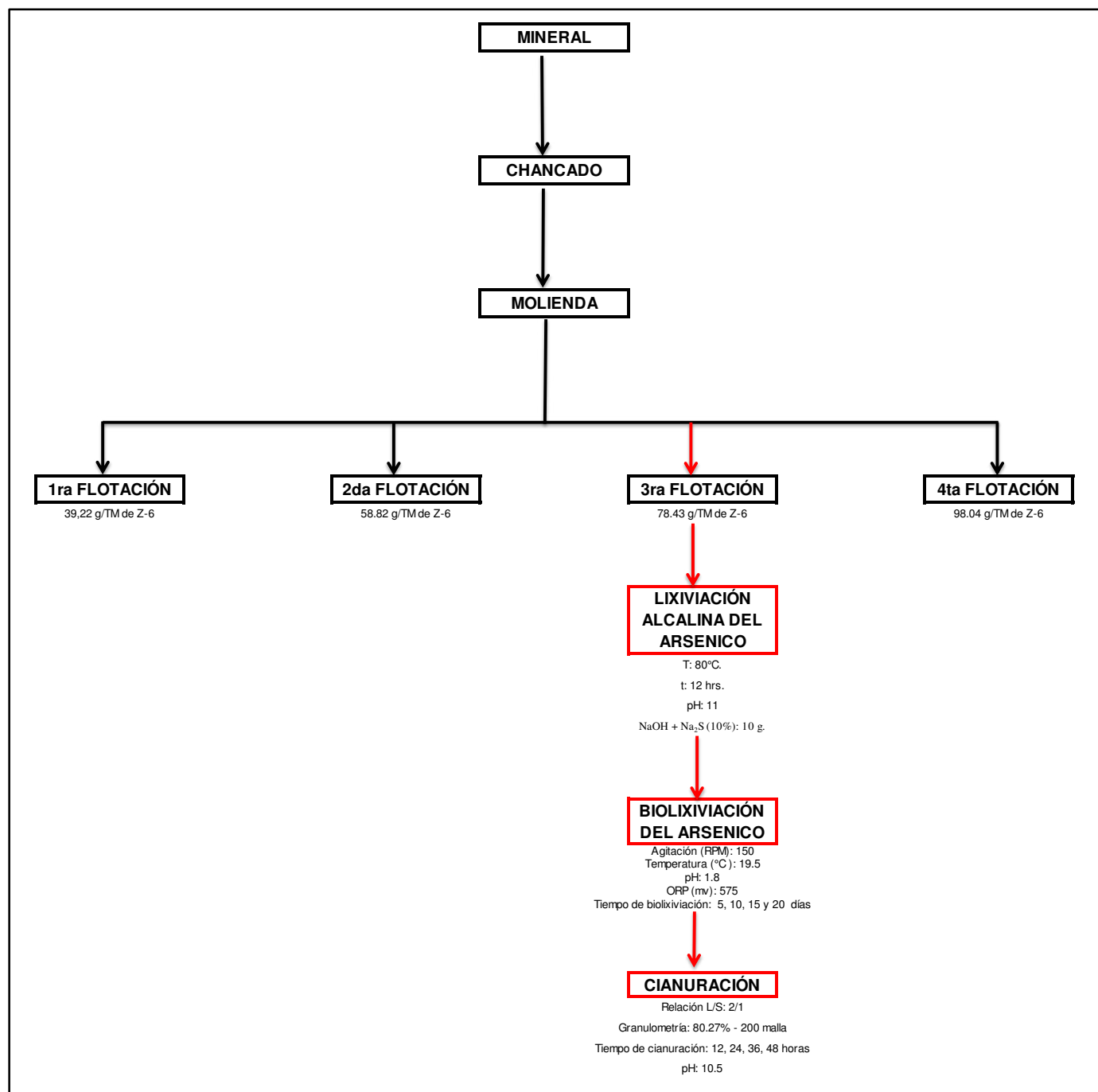
Figura 4.10: Partículas libres de calcopirita (cp), de esfalerita (ef), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs). 200X.
*** Fuente Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)**

CAPÍTULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES

El desarrollo de las pruebas experimentales y sus ensayos se realizaron en la E.A.P. de Ingeniería Metalúrgica.

Figura 5: Diagrama de flujo de pruebas experimentales.



5.1 PRUEBAS DE FLOTACIÓN

En esta etapa se realizó la flotación a muerte de todos los sulfuros, esta etapa consiste básicamente en una prueba Rougher seguida por una etapa cleaner o de limpieza. La finalidad que tiene esta etapa es recuperar al máximo el oro que se encuentra dentro de la matriz de arsenopirita - pirita y así elevar la recuperación global del proceso, para ello se utilizó como variable independiente la dosificación del reactivo colector Z-6 y como variable dependiente el porcentaje de recuperación del oro. Se corrieron varias pruebas de flotación bulk de todos los sulfuros con una limpieza.

En la tabla N° 5.1 se presentan las condiciones de operación, y en las tablas N° 5.2, 5.3, 5.4, 5.5 se presentan los balances metalúrgicos para las distintas pruebas que se realizaron.

5.1.1 CONDICIONES DE LA PRUEBA

TABLA 5.1: Condiciones de la prueba en Flotación.

pH INICIAL	5,5
MIBC (espumante)	44,30 g/TM
A-3418 (C₈H₁₈NaPS₂)	68,90 g/TM
AR-1242 (C₁₄H₁₈NO₂PS₂)	71,70 g/TM
Z-6 (1%) (C₆H₁₁KOS₂)	39,22; 58,82; 78,43 y 98,04 g/TM
T. ACONDICIONAMIENTO	6 min.
T. FLOTACIÓN	15 min.
GRANULOMETRÍA	61,75% - 200 malla

* Fuente: elaboración propia

5.1.2 RESULTADOS DE FLOTACIÓN CON 39,22 g/TM DE Z-6

TABLA 5.2: Balance metalúrgico - 39,22 g/TM de Z-6.

Productos	Peso (g)	% peso	Leyes de lab.		Contenido fino		% recuperación	
			Au (g/TC)	As (%)	Au	As	Au	As
Cabeza	1020,0	100,0					100,00	100,00
Conc. Au-As	195,30	19,15	13,82	33,40	26,47	64,00	81,80	76,83
Medio	83,20	8,17	4,10	12,80	3,35	10,50	10,35	12,61
Relave	741,50	72,70	0,35	1,21	2,54	8,80	7,85	10,56
Cabeza calculada			3,24	8,33				

* Fuente: elaboración propia

5.1.3 RESULTADOS DE FLOTACIÓN CON 58,82 g/TM DE Z-6

TABLA 5.3: Balance metalúrgico - 58,82 g/TM de Z-6

Productos	Peso (g)	% peso	Leyes de lab.		Contenido fino		% recuperación	
			Au (g/TC)	As (%)	Au	As	Au	As
Cabeza	1020,00	100,00					100,00	100,00
Conc. Au-As	186,70	18,30	12,16	31,20	22,25	57,10	75,47	74,26
Medio	69,60	6,82	5,33	13,53	3,64	9,23	12,35	12,00
Relave	763,70	74,88	0,48	1,41	3,59	10,56	12,18	13,74
Cabeza calculada			2,95	7,69				

* Fuente: elaboración propia

5.1.4 RESULTADOS DE FLOTACIÓN CON 78,43 g/TM DE Z-6

TABLA 5.4: Balance metalúrgico - 78,43 g/TM de Z-6.

Productos	Peso (g)	% peso	Leyes de lab.		Contenido fino		% recuperación	
			Au (g/TC)	As (%)	Au	As	Au	As
Cabeza	1020,10	100,0					100,00	100,00
Conc. Au-As	198,30	19,44	14,20	35,20	27,60	68,43	88,63	81,50
Medio	75,50	7,40	3,80	12,10	2,81	8,95	9,02	10,66
Relave	746,30	73,16	0,10	0,90	0,73	6,58	2,35	7,84
Cabeza calculada			3,11	8,40				

* Fuente: elaboración propia

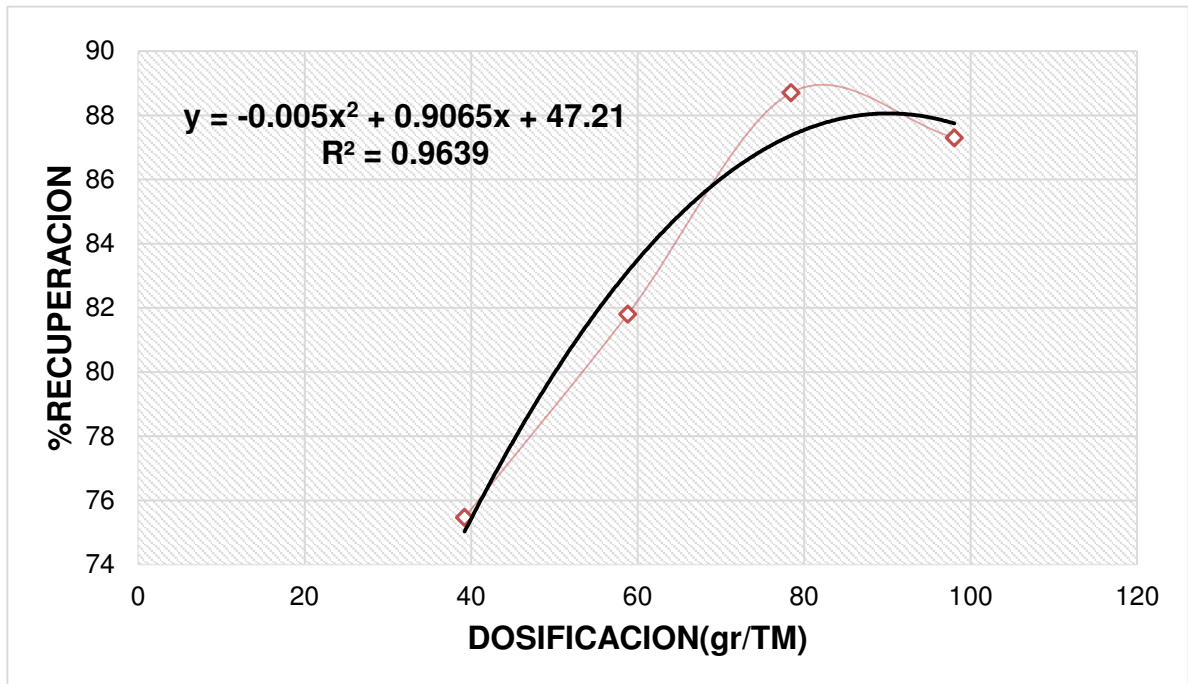
5.1.5 RESULTADOS DE FLOTACIÓN CON 98.04 g/TM DE Z-6

TABLA 5.5: Balance metalúrgico - 98,04 g/TM de Z-6.

Productos	Peso (g)	% peso	Leyes de lab.		Contenido fino		% recuperación	
			Au (g/TC)	As (%)	Au	As	Au	As
Cabeza	1000,00	100,00					100,00	100,00
Conc. Au-As	203,20	20,32	13,10	34,50	26,62	70,10	87,48	83,60
Medio	79,40	7,94	2,90	11,90	2,30	9,45	7,56	11,27
Relave	717,40	71,74	0,21	0,60	1,51	4,30	4,96	5,13
cabeza calculada			3,04	8,39				

* Fuente: elaboración propia

Figura 5.1: Porcentaje de recuperación en función a la dosificación del colector Z-6



* Fuente: elaboración propia

5.1.6 IMÁGENES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

Figura 5.2: Reactivos de Flotación (Z-6, A- 3418, AR- 1242, MIBC)



Figura 5.3: Acondicionamiento de reactivos en la celda de flotación.



**Figura 5.4: Acondicionamiento de reactivos en la celda de flotación.
(AR-3418 y AR-1242)**



5.2 PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN ALCALINA DEL ARSÉNICO

El concentrado de la mejor prueba de flotación bulk que fue con 78.43 g/TM de Z-6, fue lixiviado para disolver el arsénico, bajo las siguientes condiciones de operación:

5.2.1 CONDICIONES DE LA PRUEBA

TABLA 5.6: Condiciones de la prueba en lixiviación

PESO DEL COCENTRADO	100 g
NaOH (90%) + Na₂S (10%)	9 g + 1 g
TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	8, 10, 12 h
TEMPERATURA	80°C
pH	11

* Fuente: elaboración propia

5.2.2 RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 8 HORAS

TABLA 5.7: Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 8 horas.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	25,43	50,86	6,83
Relave	100,00	6,94	694,00	93,17

* Fuente: elaboración propia

5.2.3 RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 10 HORAS

TABLA 5.8: Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 10 horas.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m ³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	39,12	78,24	13,44
Relave	100,00	5,04	504,00	86,56

* Fuente: elaboración propia

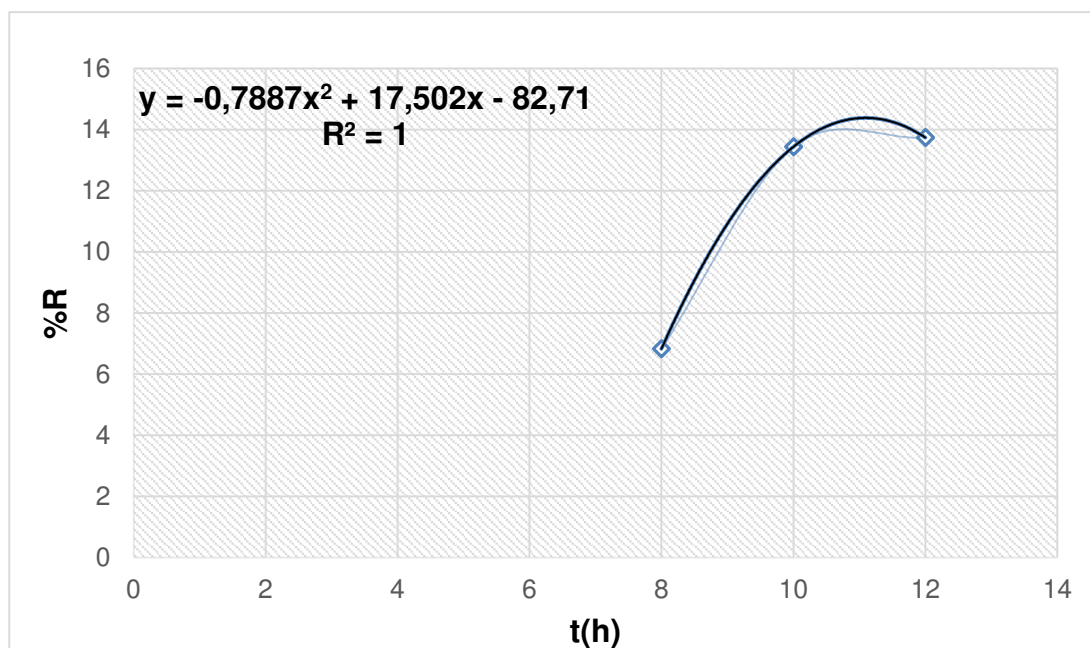
5.2.4 RESULTADOS DE LA LIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 12 HORAS

TABLA 5.9: Balance metalúrgico lixiviación arsénico a 12 horas.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m ³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	39,90	79,80	13,74
Relave	100,00	5,01	501,00	86,26

* Fuente: elaboración propia

Figura 5.5: Porcentaje de disolución de Arsénico en función al tiempo de lixiviación.



* Fuente: elaboración propia

5.2.5 IMÁGENES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE ARSENICO

Figura 5.6: Lixiviación alcalina del Arsénico.



5.3 BIOLIXIVIACIÓN DEL CONCENTRADO DE LA MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN, CON 78,43 g/TM DE Z-6

En esta etapa el concentrado fue tratado mediante lixiviación bacteriana, con un cultivo de cepas bacterianas 9 K. (Ramírez 2015)

5.3.1 CONDICIONES DE LA PRUEBA

TABLA 5.10: Condiciones de la prueba de biolixiviación

PESO DEL CONCENTRADO	100 g
AGITACIÓN (RPM)	150
TEMPERATURA °C	19,5
pH	1,8
ORP (mv)	575
TIEMPO DE BIOLIXIVIACIÓN	5, 10, 15 y 20 días.

* Fuente: elaboración propia

5.3.2 RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 5 DÍAS.

TABLA 5.11: Balance metalúrgico biolixiviación arsénico a 5 días.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	29,90	59,80	10,66
Relave	100,00	5,01	501,00	89,34

* Fuente: elaboración propia

5.3.3 RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 10 DÍAS.

TABLA 5.12: Balance metalúrgico biolixiviación arsénico a 10 días.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m ³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	129,90	259,80	46,33
Relave	100,00	3,01	301,00	53,67

* Fuente: elaboración propia

5.3.4 RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 15 DÍAS.

TABLA 5.13: Balance metalúrgico biolixiviación arsénico a 15 días.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m ³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	249,53	499,06	89,12
Relave	100,00	0,61	61,00	10,88

* Fuente: elaboración propia

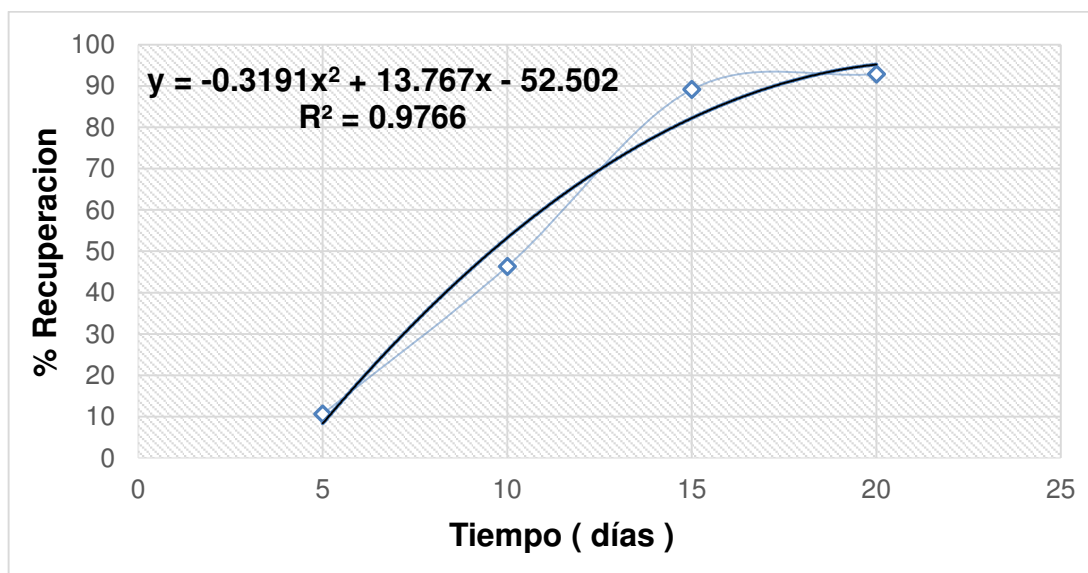
5.3.5 RESULTADOS DE LA BIOLIXIVIACIÓN ARSÉNICO A 20 DÍAS.

TABLA 5.14: Balance metalúrgico biolixiviación arsénico a 20 días.

Productos	Peso (g) o Volumen (ml)	Ley Lab. As g/m ³ - %	Contenido Fino	% Recuperación
Cabeza	100,00			100,00
Sol. Rica	200,00	260,12	520,24	92,86
Relave	100,00	0,40	40,00	7,14

* Fuente: elaboración propia

Figura 5.7: Porcentaje de disolución de Arsénico en función al tiempo de biolixiviación.



* Fuente: elaboración propia

5.3.6 IMÁGENES DEL PROCESO DE BIOLIXIVIACIÓN DEL ARSENICO

Figura 5.8: Prueba de Biolixiviación.



5.4 PRUEBA METALÚRGICA DE CIANURACIÓN

Se realizaron varias pruebas de cianuración a diferentes tiempos, del concentrado con 20 días de biolixiviación; lo cual es la mejor prueba.

5.4.1 CONDICIONES DE LA PRUEBA

TABLA 5.15: Condiciones de la prueba en cianuración

PESO DE LA MUESTRA	300 g.
RELACION L/S	2/1
GRANULOMETRÍA	61,75% -200 malla.
TIEMPO DE CIANURACIÓN	12, 24, 36 y 48 horas.
pH DE CIANURACIÓN	10,5

* Fuente: elaboración propia

5.4.2 RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 12 HORAS

TABLA 5.16: Balance metalúrgico cianuración a 12 horas.

Componentes	Peso (g) - volumen(ml)	Ley	Contenido finos	%recuperación
		Au (g/TC) - (mg/L)	Au	Au
Cabeza	300			100
Solución rica	600	4,54	27,24	56,82
Relave	300	6,90	20,70	43,18
Cabeza calculada		15,98		

Consumo NaCN : 1,24 kg/TM

Consumo CaO : 6,33 kg/TM

* Fuente: elaboración propia

5.4.3 RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 24 HORAS

TABLA 5.17: Balance metalúrgico cianuración a 24 horas.

Componentes	Peso (g) ó volumen(ml)	Ley	Contenido finos	%recuperación
		Au (g/TC) - (mg/L)	Au	Au
Cabeza	300			100
Solución rica	600	6,40	38,40	78,48
Relave	300	3,51	10,53	21,52
Cabeza calculada		16,31		

Consumo de NaCN : 1,9 kg/TM

Consumo de CaO : 7,3 kg/TM

* Fuente: elaboración propia

5.4.4 RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 36 HORAS

TABLA 5.18: Balance metalúrgico cianuración a 36 horas.

Componentes	Peso (g) ó volumen(ml)	Ley	Contenido finos	%recuperación
		Au (g/TC) - (mg/L)	Au	Au
Cabeza	300			100
Solución rica	600	7,50	45,00	90,91
Relave	300	1,50	4,50	9,09
Cabeza calculada		16,50		

Consumo de NaCN : 2,2 kg/TM

Consumo de CaO : 8,2 kg/TM

* Fuente: elaboración propia

5.4.5 RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN A 48 HORAS

TABLA 5.19: Balance metalúrgico cianuración a 48 horas.

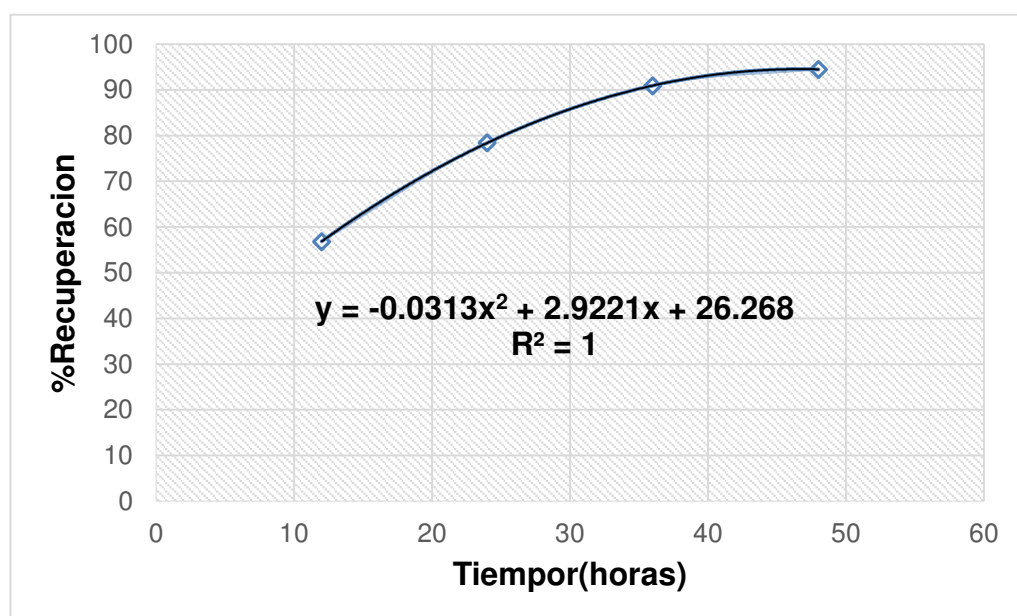
Componentes	Peso (g) - volumen(ml)	Ley	Contenido finos	%recuperación
		Au (g/TC) - (mg/L)	Au	Au
Cabeza	300			100
Solución rica	600	7,80	46,80	94,50
Relave	300	0,91	2,73	5,50
Cabeza calculada		14,6	49,53	

Consumo de NaCN : 2,6 kg/TM

Consumo de CaO : 9,3 kg/TM

* Fuente: elaboración propia

Figura 5.9: Porcentaje de recuperación en función al tiempo de cianuración.



* Fuente: elaboración propia

5.4.6 IMÁGENES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

Figura 5.10: Toma de muestras y control de la concentración de cianuro libre.



5.5 RESULTADOS

TABLA 5.20 Resultados finales por etapas y %de recuperación de Au y %degradación de As.

Muestra	Ley		%recuperación por etapas	% degradación por etapas	%recuperación	% degradación
	Au	As	Au	As	Au	As
Cabeza de mineral	2,95 gr Au/TC	7,69 %	0	0	0	0
Flotación	14,20 g Au/TC	35,20%	97,65	7,84	97,65	7,84
Lixiviación alcalina As	14,20 g Au/TC	39,90 g/m ³ - %	97,65	13,74	97,65	20,50
Biolixiviación As	14,20 g Au/TC	260,12 g/m ³ - %	97,65	92,86	97,65	94,28
Cianuración Au	7,80 mgr Au/Lt	0	94,5	0	92,28	94,28

* Fuente: elaboración propia

CAPÍTULO VI

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1 DISCUSIÓN SOBRE LOS RESULTADOS DEL ANÁLISIS MINERALÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

- La muestra representativa nos brinda la caracterización del yacimiento para poder identificar la problemática y plantear los objetivos e hipótesis para el desarrollo de la metodología a seguir para procesar el mineral y obtener el beneficio económico, siguiendo un procedimiento amigable con el medio ambiente.
- El análisis realizado sobre la muestra, ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, como se observa en la tabla 4.1, donde podemos observar los siguientes constituyentes según su especie mineralógica:
 - **Mineral Aurífero**
Tenemos pirita, que por lo común presentan oro, en estado submicroscópico.
 - **Minerales Argentíferos**
No se han observado minerales de plata.
 - **Minerales Ferríferos**
Como minerales ferríferos se han observado a la Arsenopirita, Pirita y Goethita.
 - **Minerales Cupríferos**
Como mineral de cobre se ha observado a la calcopirita.
 - **Minerales Zincíferos**
Como mineral de zinc se ha observado a la esfalerita.
 - **Otros Minerales**

En este grupo se encuentran las gangas (dentro de éstas tenemos los silicatos y carbonatos).

- En la tabla 4.2 se reportan las distribuciones volumétricas y los grados de liberación de aquellos minerales que han intervenido en el análisis, la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales es el siguiente:
 - La calcopirita ocupa el 1,59% del volumen total de la muestra, de este volumen el 92,31% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 7,69% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos..
 - La esfalerita ocupa el 0,15% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100,00% se halla libre, lo que indica que, de las partículas de este mineral que han intervenido en el análisis modal, todas se hallan libres.
 - La arsenopirita ocupa el 47,46% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100,00% se halla libre, lo que indica que, de las partículas de este mineral que han intervenido en el análisis modal, todas están libres.
 - La pirita ocupa el 9,39% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98,70% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 1,30% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos.
 - La goethita ocupa el 2,26% del volumen total de la muestra, de este volumen el 96,98% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 3,02% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos.
 - La ganga ocupa el 39,15% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98,43% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 1,57% restante, el motivo por lo que no se ha

liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos.

- En la tabla 4.3 se registran los resultados sobre el contenido en el análisis mineralógico realizado nos muestra el contenido de especies minerales como la arsenopirita, pirita, esfalerita, calcopirita, goethita; otorgándole el carácter de mineral aurífero refractario debido a la dificultad que representa dicho contenido para ser tratado por métodos convencionales de cianuración de oro, ya que su porcentaje de recuperación es muy bajo y el consumo de reactivos para el proceso es muy elevando. En la tabla se describen los números de partículas 2031 que representan un 99,07% de la muestra, la distribución de según las principales especies visualizadas y la representatividad de los mismos en la muestra analizada.
- En la tabla 4.4 podemos observar los tipos de entrelazamientos de los minerales presentes en la muestra, siendo los principales los de calcopirita-pirita y de goethita-gangas, los cuales pueden visualizarse en las figuras 4.7, 4.8, 4.9, 4.10; siendo caracterizado el primer tipo de enlace como “muy fácil” para lograr su liberación y en el caso del segundo tipo como “muy difícil a imposible” para lograr su liberación.
- En base al análisis realizado y los resultados obtenidos se decide desarrollar el pre tratamiento, iniciando este mediante el proceso de flotación, tomando en cuenta que las especies minerales a concentrar, La calcopirita, pirita y arsenopirita, se encuentran libres casi en un 100% y “fáciles de liberar”, facilitando de esta forma su concentración mediante reactivos específicos para concentrar minerales auríferos.

6.2 DISCUSIÓN PRUEBAS EXPERIMENTALES

6.2.1 FLOTACIÓN

- Se desarrollaron 4 pruebas de flotación para poder obtener un concentrado rico y de mayor % de recuperación de oro. En la tabla 5.1 se describen las condiciones de operación para cada prueba desarrollada, teniendo en cuenta el uso de los siguientes reactivos según su función en el proceso de flotación: MIBC (espumante), A-3418 (colector), AR-1242 (colector) y Z-6 (colector de oro refractario), el cual se usó en 4 concentraciones diferentes para obtener su consumo óptimo, para un pH de 5,5 con un tiempo de acondicionamiento de 6 minutos y 15 minutos como tiempo de flotación.
- En las tablas 5.2, 5.3, 5.4, 5.5 se expresan los resultados finales de cada prueba mediante los balances metalúrgicos donde se expresan los contenidos de oro (Au) y arsénico (As) provenientes de los ensayos realizados, ensayos al fuego y absorción atómica respectivamente, podemos obtener los siguientes resultados del % de recuperación de oro y arsénico en el concentrado y los medios, de los cuales se seleccionara la muestra de la prueba con el consumo óptimo del reactivo Z-6 (se utilizó como variable independiente la dosificación del reactivo) para las posteriores etapas del pre tratamiento y su cianuración.
- En la tabla 5.2 los resultados se expresan los resultados primera prueba de Flotación, donde se obtiene una calidad del concentrado de 13,82 g de Au/TC, con una recuperación de 92,15% y un concentrado de arsénico de 33,40% que representa una recuperación del 89,44% para una dosificación de 39,22 g/TM de Z-6. Degradándose un 10,56% de arsénico en el relave.

- En la tabla 5.3 los resultados se expresan los resultados primera prueba de Flotación, donde se obtiene una calidad del concentrado de 12,16 g de Au/TC, con una recuperación de 87,82% y un concentrado de arsénico de 31,20% que representa una recuperación del 86,26% para una dosificación de 58,82 g/TM de Z-6. Degradándose un 13,74% de arsénico en el relave.
- En la tabla 5.4, donde se obtiene una calidad del concentrado de 14,20 g de Au/TC, con una recuperación de 97,65% y un concentrado de arsénico de 35,20% que representa una recuperación del 92.16% para una dosificación de 78,43 g/TM de Z-6. Degradándose un 7,84% de arsénico en el relave.
- En la tabla 5.5 los resultados se expresan los resultados primera prueba de Flotación, donde se obtiene una calidad del concentrado de 13,10 g de Au/TC, con una recuperación de 95,04% y un concentrado de arsénico de 34,50% que representa una recuperación del 94,87% para una dosificación de 98,04 gr/TM de Z-6. Degradándose un 5,13% de arsénico en el relave.
- Se observó que, para dosificaciones mayores del reactivo Z-6 reportados en la tabla 5.5, la recuperación de oro desciende a un mínimo de 95,04% para una dosificación máxima de 98,04 g/TM y una calidad de concentrado 13,1 g de Au/TC, lo que indica que el reactivo se satura y empieza a flotar distintas especies mineralógicas diferentes del oro, causando la contaminación del concentrado y disminuyendo la pureza del mismo. Y dicha contaminación la podemos cuantificar en el incremento de la recuperación de arsénico que asciende a 94,87%.
- La prueba expresada en la tabla 5.4 vendría a ser nuestro concentrado óptimo que seguiría con el pre tratamiento propuesto, lo cual podemos visualizar en la Figura 5.1 en la tendencia que se

describe ya que este resultado sobresale en comparación a las demás pruebas.

6.2.2 LIXIVIACIÓN ALCALINA DEL ARSÉNICO

- Se desarrolló la lixiviación alcalina del concentrado de la mejor prueba de flotación, para lograr extraer la mayor cantidad de arsénico (As) del concentrado y acondicionarlo para su posterior tratamiento. En la tabla 5.6 se describen las condiciones de operación para la etapa del pre tratamiento desarrollado, teniendo en cuenta el uso de los siguientes reactivos NaOH y Na₂S, para un pH de 11 con un tiempo de duración de 12 horas para su monitoreo a las 8, 10 y 12 horas para una temperatura de 80 °C.
- En las tablas 5.7, 5.8 y 5.9 se expresan los resultados, de cada muestra monitoreada, mediante los balances metalúrgicos donde se expresan los contenidos arsénico (As) provenientes de los ensayos realizados, mediante absorción atómica, podemos obtener los resultados del % de recuperación de arsénico en la solución, lo que representaría la extracción o degradación del arsénico (As) del concentrado sometido al pre tratamiento.
- La prueba de la lixiviación alcalina con NaOH y Na₂S, para la disolución del arsénico, tuvo como resultado una degradación de 13,74% para un tiempo de 12 horas que representan para el contenido total de arsénico en la muestra un 12,66%, en la figura 5.5 se puede observar que la diferencia entre el monitoreo de 10 horas y 12 horas no es significativo por lo que se decide terminar el proceso a las 12 horas. Sumando lo degradado en el relave de flotación que representa un 7,84%, hasta etapa tenemos una degradación de arsénico que asciende al 20,50%. Por lo que se considera que su cinética es favorable para nuestro pre tratamiento.

6.2.3 BIOLIXIVIACIÓN DEL ARSÉNICO

- Como complemento para la lixiviación alcalina, se realizaron pruebas de biolixiviación del arsénico a diferentes tiempos del concentrado de flotación. En la tabla 5.10 podemos observar las condiciones iniciales de la biolixiviación y la cepa bacteriana usada para este proceso fue la 9k, las cuales son: Agitación (RPM) de 150, temperatura de 19,5°C, pH de 1,8 y ORP (mv) de 575 para un monitoreo de 5, 10, 15 y 20 días, de los cuales sus resultados de degradación de arsénico (As) están expresados en las tablas 5.11, 5.12, 5.13 y 5.14.
- Los resultados finales de la biolixiviación se expresan en la tabla 5.14, los cuales indican una degradación de arsénico de 92,86%, para un tiempo de 20 días, lo que representa el 94,28% de arsénico degradado de la muestra que siguió el pre tratamiento. Lo que nos representa que su carácter de refractariedad disminuyó considerablemente. Como se observa en la figura 5.7 los niveles de degradación a los 15 y 20 días no son muy diferenciados por lo que se opta por terminar esta etapa del pre tratamiento.
- En adición al proceso de lixiviación alcalina podemos resaltar que la disminución del 13,74% del arsénico contenido en el concentrado de flotación contribuye a que el proceso de biolixiviación del arsénico no sea más lento, razón por la cual es que se usa de manera secuencial ambos métodos para obtener un producto deseado muy pobre en contenido de arsénico lo que nos permitirá desarrollar un proceso de cianuración convencional con bajos consumos de reactivos y altos porcentajes de recuperación de oro.
- El tratamiento para la lixiviación del arsénico mediante el uso de bacterias viene a ser el proceso de biolixiviación del arsénico que a su vez dentro tratamiento del mineral aurífero este viene a ser una

biooxidación de la muestra, teniendo así que ambos procesos son operativamente lo mismo pero en definición no.

6.2.4 CIANURACIÓN DEL ORO

- En la tabla 5.15 podemos observar las condiciones iniciales del proceso de cianuración, las cuales son: relación Líquido / sólido de 2/1, granulometría de 61,75% -200 malla y un pH de 10.5, para un monitoreo de 12, 24, 36 y 48 horas, de los cuales sus resultados del porcentaje de recuperación de oro (Au) están expresados en las tablas 5.16, 5.17, 5.18 y 5.19.
- En la última etapa de cianuración del concentrado de la mejor prueba de flotación pre tratada, se observó una cinética de extracción de oro rápida dentro de las 36 horas con una recuperación de 90.91 %, llegando a una recuperación máxima en el tiempo de 48 horas con una recuperación de 94,5 %, para un consumo de reactivos de 2,6 kg de NaCN/TM y 9,3 kg de CaO/TM, reportados en la tabla 5.19. Pasado este tiempo la recuperación de oro se mantiene constante como se observa en la figura 5.9.

6.2.4 RESULTADOS FINALES.

- Los resultados de cada etapa del pre tratamiento están reportados en la tabla 5.20, donde la recuperación total del mineral que siguió el pre tratamiento mediante el proceso de flotación, lixiviación alcalina del arsénico, biolixiviación del arsénico y cianuración del oro del concentrado biolixiviado fue de 92,28%, siendo este porcentaje muy alentador para el pre tratamiento propuesto ya que se logró obtener un resultado superior al 90% de recuperación.

CAPÍTULO VII

CONCLUSIONES

Los minerales auríferos de carácter refractario requieren de un pre tratamiento para poder ser sometidos a pruebas de cianuración convencionales y así obtener resultados óptimos.

La mejor prueba de flotación seleccionada se obtuvo para una dosificación de reactivo Z-6 de 78,43 g/TM como variable independiente y una recuperación de 97,65% como variable dependiente con una calidad de concentrado de 14,2 g/TC.

El tiempo óptimo de lixiviación alcalina para el concentrado de la mejor prueba de flotación es de 12 horas con una recuperación de arsénico en solución de 13,74%

El tiempo óptimo de biolixiviación para el concentrado de la mejor prueba de flotación es de 20 días, con una degradación de arsénico en solución de 92,86 %

La degradación total de arsénico en solución es de 94,28 % correspondientes a los tratamientos de flotación, lixiviación alcalina y biolixiviación. Alcanzando la mayor disolución de arsénico para el proceso de biolixiviación con una degradación total de 73,78%.

El tiempo óptimo de cianuración es de 48 horas para una recuperación de 94,5 % con una calidad de concentrado de 7,8 mg/L.

La recuperación total de oro en los procesos de pre tratamiento – cianuración es de 92,28 %.

CAPÍTULO VIII

RECOMENDACIONES

Se recomienda para los minerales sulfurados auríferos de carácter refractario se realice la caracterización mineralógica de la muestra para poder identificar las características que representarían restricciones en procesos convencionales de cianuración. Dicho análisis se sugiere sea hecho al tamaño de partícula en el cual se desarrollara todo el proceso.

Para poder desarrollar un proceso de pre tratamiento al mineral se recomienda después de identificar su contenido, analizar las concentraciones del mineral valioso y de los minerales problema para nuestros procesos convencionales.

Se recomienda que el proceso de pre tratamiento estudiado en esta investigación sirva como alternativa para obtener recuperaciones óptimas de oro en minerales auríferos refractarios y promover así la explotación de yacimientos que actualmente no son explotados porque los resultados metalúrgicos no son alentadores por el contenido mineral que acompaña al oro por otra parte reducir la contaminación ambiental por el no uso excesivo de reactivos para los procesos de cianuración.

Se recomienda realizar pruebas a nivel piloto, con los resultados obtenidos de la presente tesis, realizando el escalamiento de las variables para un proceso continuo.

Realizar pruebas metalúrgicas comparativas con respecto a reactivos que puedan sustituir al cianuro, que en otros casos se comportarían, medioambientalmente, más amigables.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Misari Ch., Fidel Sergio; Franco Jiménez, Juan Antonio. (1993) *Metalurgia del Oro*. Lima, Perú: Centros de estudios y promoción en ciencias de la tierra. Vol. 2.
2. Marsden, John; House, Lain. (1960) *The Chemistry of Gold Extraction*. 2nd ed. Colorado, EE.UU: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. 350 p.
3. Barsky, G; Swainson, S; Hedley, N. (1934) *Disolución de oro y plata en soluciones cianuradas*. Trans. AIME 112, (1934), 677 p.
4. Bustamante Rúa, Moisés; Tobón Suárez, Claudia. (2012) *Estudio de hidrofobicidad del oro nativo*. Medellín, Colombia: Dyna, vol.79, núm. 175. pp. 48-80
5. Dominic Mihovilovic, Esteban; Sánchez F., Mario; Correa C., Héctor. (2006) *Manual General de Minería y Metalurgia*. Santiago, Chile: Portal Minero Ediciones. 403 p.
6. Astucuri, Venancio. (1982) *Fundamentos y aplicaciones principales de la flotación de minerales*. Lima, Perú: Colección ciencias. 403 p.
7. Espí, J.A. (2001) *El libro de la minería de oro en Iberoamérica, Monterreina*. Madrid, España: Portal Español. p. 130-132
8. Palomino A.; Ramos O. (2008) *Tesis Evaluación de la recuperación de oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo – Minera Koricolqui*. Presentada en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

9. Viñas R. Aranibar A. (2006) *Tecnologías limpias en las industrias extractivas minero metalúrgico*. CETEM.
10. Bergamashi, G. (1987) *Oro*. Editorial Mondadori. España.
11. Hurtado H. (2003) *Oro oculto en el Perú*. Editorial UNAS. Lima.
12. Errol, G. Kelly, (1990) D. *Introducción al Procesamiento de Minerales* Edit. Noriega Limusa. Mexico-España.
13. Linares, G. N. (2010) *Procesamiento de Minerales – Mineralurgia*, Capítulo VII, pág 9 – 13, Perú.
14. *Modelo de la pre aireación en concentrados de oro piritico, para la optimización del proceso de cianuración*, grado de Magister en Metalurgia Extractiva, Vidal Sixto Aramburu Rojas. 2003
15. *Biolixiviación del cobre en minerales sulfurados refractarios como proceso preliminar para la lixiviación de oro por cianuración*, grado de Ingeniero Químico, Luis Ramírez Osco. 2015.
16. Gomis M., Rosa; Noguera G., Gabriel (2012). *Análisis del mercado del oro: Variables relevantes y modelo de estimación del precio*. Barcelona, España: Universidad Pompeu Fabra. 86 p.
17. Ministerio de Energía y Minas del Perú (2016). *Anuario Minero 2015: Estadística Minera, Producción y Exportaciones*. Lima: Dirección de Producción Minera.
18. Luna Córdova, Henry. (2016) Desarrollo de la Minería Aurífera y Argentífera en el Perú. *Desde Adentro*, 152. pp.41-50.

19. Arias Minaya, Luis A. (2015); *Marco Macroeconómico Multianual 2016-2018*. En: Sesión de Consejo de Ministros. Lima, Perú. *Proyecciones*. Lima, Perú: Ministerio de Economía y Finanzas del Perú.pp. 15-25.

ANEXOS

ANEXO 1

PRODUCCIÓN Y COMERCIO DEL ORO

PRODUCCIÓN NACIONAL DE ORO POR REGIONES

En el caso del oro, según cifras ajustadas del año 2015, la producción nacional alcanzó un volumen de 4,5 millones de onzas finas que representaron solo un incremento de 3,52% respecto al año previo. Menor rendimiento presentaron en las regiones que centran el 60,71% de la producción nacional como son La Libertad y Cajamarca. [17]

Esta situación fue amortiguada por pequeños incrementos en regiones como Ancash, Madre de Dios y Cusco (32,2%, 58,35%, 54,06%; respectivamente) pero por su menor peso en la participación no tuvieron un mayor efecto en la producción aurífera nacional. [17]

El Perú, sin embargo, subió una posición en el ranking mundial de producción aurífera debido a un menor rendimiento de Sudáfrica que retrocedió y permitió ceder al Perú el sexto lugar, manteniéndose como primer productor latinoamericano del precioso metal. En tanto, según cifras preliminares de las reservas cuantificadas en el mundo, ubican al Perú como el sexto país con mayores reservas del precioso metal y a nivel latinoamericano en la primera posición al contener casi el 5% del total de reservas globales. El consumo mundial del oro, disminuyó con la caída del mercado de valores de China en la primera mitad de 2015, es por ello que la inversión en lingotes de oro, monedas y joyas, no es alentador. El oro almacenado por los fondos negociados en bolsas físicas también disminuyó durante los últimos 3 años, aunque los bancos centrales, aprovechando los precios más bajos, aumentaron su compra de lingotes de oro. [17]

A nivel local, la distribución de la producción aurífera en el año 2015, permite indicar la consolidación de la región de La Libertad como líder en extracción; aportando el 31,89% de la producción nacional, con un volumen de 1,5 millones de onzas finas, habiendo incrementado su producción en 0,13%. En tanto, la región Cajamarca reportó un volumen de 1,3 millones de onzas finas durante el año (aportando el

28,82%); esta región reportó una tasa declinante en su producción que al cierre del año fue de -5,14%. Por su parte, la región Arequipa cooperó en la producción aurífera en un 9,43%, por la masa obtenida de mineral y un volumen de concentrados en 439,901 onzas finas, declinando su producción en -2,71%. [17]

TABLA A: Producción nacional de oro por regiones

2006-2015 : PRODUCCIÓN NACIONAL DE ORO POR REGIONES (MILES DE ONZAS FINAS) GOLD DOMESTIC PRODUTOR BY REGIONS (THOUSANDS OF FINE OUNCES)										
REGION	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
TOTAL	6,486	5,443	5,772	5,912	5,275	5,344	5,186	5,023	4,504	4,663
LA LIBERTAD	1,798	1,735	1,838	1,694	1,545	1,509	1,681	1,532	1,485	1,487
CAJAMARCA	2,614	1,567	1,844	2,202	1,661	1,641	1,776	1,464	1,417	1,344
AREQUIPA	536	567	519	546	562	728	531	443	452	440
MADRE DE DIOS	511	529	540	558	614	559	390	519	258	409
AYACUCHO	71	98	139	151	173	204	211	324	324	301
PUNO	26	70	106	107	90	108	125	158	161	151
CUSCO	40	39	37	38	76	158	81	119	81	126
TACNA	3	2	2	3	3	3	2	120	108	121
ANCASH	512	522	404	276	198	97	113	97	18	75
APURIMAC	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	73.9
MOQUEGUA	190	170	153	176	213	192	183	163	114	51
PASCO	60	50	68	69	45	48	35	29	34	35
JUNIN	-	-	50	34	33	25	27	25	24	24
LIMA	16	17	22	19	18	38	16	16	16	14
ICA	-	-	-	-	-	-	-	7	7.8	9.4
HUANCAVELICA	109	77	50	39	44	34	15	7	3.7	1.4

* Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú (2015)

PRODUCCIÓN NACIONAL POR COMPAÑÍA

En relación con la producción a nivel de las principales compañías mineras, podemos apreciar que los resultados del año 2015 posicionaron nuevamente a Minera Yanacocha S.R.L como primer productor de oro con una participación de 19,10% de la producción nacional y un volumen de 890,460 onzas finas, pero tuvo una tasa declinante de -8,19% respecto al año previo. [17]

Por su parte, Minera Barrick Misquichilca S.A.C aportó el 13,18% al obtener 614,341 onzas finas de este metal, incrementando 2,64% su rendimiento del año anterior, por la mayor eficiencia en su unidad Acumulación Alto Chicama (La Libertad). [17]

La tercera posición corresponde a Consorcio Minero Horizonte S.A con un volumen de extracción de 252,202 onzas finas (aportó el 5,41%) y gestionó una tasa favorable de 5,41%, por las operaciones de sus unidades localizadas en la región La Libertad. [17]

Finalmente, el reporte de la producción estimada de las actividades mineras en vías de formalización en la localidad de Madre de Dios al mes de Diciembre del 2015 representó el 8,39% de la producción nacional y tuvo un 54% como tasa interanual de crecimiento. [17]

La producción de oro aumentó en 5,5% entre marzo del 2015 y el mismo mes del 2016. Sin embargo se observa una caída respecto del mes de febrero del 2016. En marzo del 2016, Yanacocha lideró la producción de oro, seguido de Barrick y Horizonte. [17]

TABLA B: Producción nacional de oro por empresa

2006-2015 : PRODUCCIÓN NACIONAL DE ORO POR EMPRESA (MILES DE ONZAS FINAS) GOLD DOMESTIC PRODUTOR BY COMPANY (THOUSANDS OF FINE OUNCES)										
EMPRESA/COMPANY	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
TOTAL	6,486	5,443	5,772	5,912	5,275	5,344	5,186	5,023	4,504	4,663
MINERA YANACOCOA S.R.L	2,612	1,564	1,807	2,058	1,462	1,293	1,346	1,017	970	890
MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A.	1,668	1,606	1,575	1,278	998	915	865	701	599	614
CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.	162	156	166	161	193	190	184	199	247	252
LA ARENA S.A.	-	-	-	-	-	53	200	211	220	229
COMPAÑIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.	253	365	363	359	385	342	274	249	244	218
MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.	159	130	139	153	157	166	176	177	181	181
GOLD FIELDS LA CIMA S.A.	-	-	35	143	160	168	177	166	157	166
COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.	77	78	101	106	116	114	127	147	156	161
COMPAÑIA MINERA COIMOLACHE S.A.	-	-	-	-	-	44	139	143	145	154
ARUNTANI S.A.C.	207	171	148	172	209	199	178	158	169	152
MINERA LA ZANJA S.R.L.	-	-	-	-	38	134	112	137	144	133
COMPAÑIA MINERA ANTAPACCAY S.A.	40	39	37	38	30	34	19	79	69	123
MINSUR S.A.	-	-	-	-	-	-	-	117	106	118
COMPAÑIA MINERA ARES S.A.C.	196	186	99	74	58	47	45	40	51	93
MINERA LAYTARUMA S.A.	55	67	82	90	98	108	106	95	100	90
ANABI S.A.C.	0	37	88	87	67	69	91	108	56	74
MINERA VETA DORADA S.A.C.	-	-	-	-	20	45	61	77	67	68
COMPAÑIA MINERA CARAVELI S.A.C.	37	34	31	29	32	31	35	42	45	44
OTROS	512	484	564	611	642	669	684	665	526	511
MADRE DE DIOS	508	526	537	553	610	723	367	495	253	391

* Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú (2015)

PRODUCCIÓN INTERNACIONAL DEL ORO POR PAÍS

TABLA C: *Producción internacional de oro por país*

2006-2015 : PRODUCCIÓN NACIONAL DE ORO POR PAIS (MILES DE ONZAS FINAS) GOLD DOMESTIC PRODUTOR BY COUNTRY (THOUSANDS OF FINE OUNCES)										
PAIS/COUNTRY	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
TOTAL	76,125	75,279	73,065	78,906	82,288	85,591	85,371	87,417	96,262	97,579
CHINA	7,877	8,841	9,163	10,288	11,092	11,639	11,896	13,374	14,468	15,754
AUSTRALIA	7,941	7,941	6,912	7,202	8,391	8,295	8,038	8,242	8,809	9,645
RUSIA	5,123	5,047	5,531	6,200	6,174	6,430	6,591	7,154	7,941	7,780
ESTADOS UNIDOS	8,102	7,652	7,491	7,170	7,427	7,523	7,395	7,154	6,752	6,430
CANADÁ	3,328	3,286	3,054	3,130	2,926	3,119	3,279	3,857	4,887	4,823
PERÚ	6,486	5,443	5,772	5,912	5,275	5,344	5,186	5,023	4,504	4,663
SUDÁFRICA	8,749	8,121	6,840	6,354	6,067	5,819	5,466	4,977	4,887	4,501
MÉXICO	1,253	1,265	1,619	1,652	2,334	2,701	2,797	3,048	3,794	3,858
UZBEKISTAN	2,733	2,733	2,733	2,894	2,894	2,926	2,894	3,048	3,215	3,312
GHANA	2,245	2,322	2,346	2,568	2,636	2,572	2,861	2,799	2,926	2,733
BRASIL	1,385	1,595	1,758	1,802	1,865	1,993	1,800	2,208	2,572	2,572
INDONESIA	2,996	3,789	2,070	4,180	3,858	3,086	3,054	1,897	2,218	2,411
PAPUA NUEVA GUINEA	1,876	1,850	2,169	2,180	2,180	2,122	1,929	1,773	1,704	1,606
OTROS/OTHER	15,997	15,363	15,595	17,370	19,167	22,023	22,184	22,861	27,585	27,489

* Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú (2015)

EXPORTACIONES

El volumen exportado de oro se incrementó 6,9% en 2015 respecto al año previo, principalmente por los mayores embarques de Río Alto y Buenaventura. En el año 2015 se registró un aumento de 366 mil onzas troy.

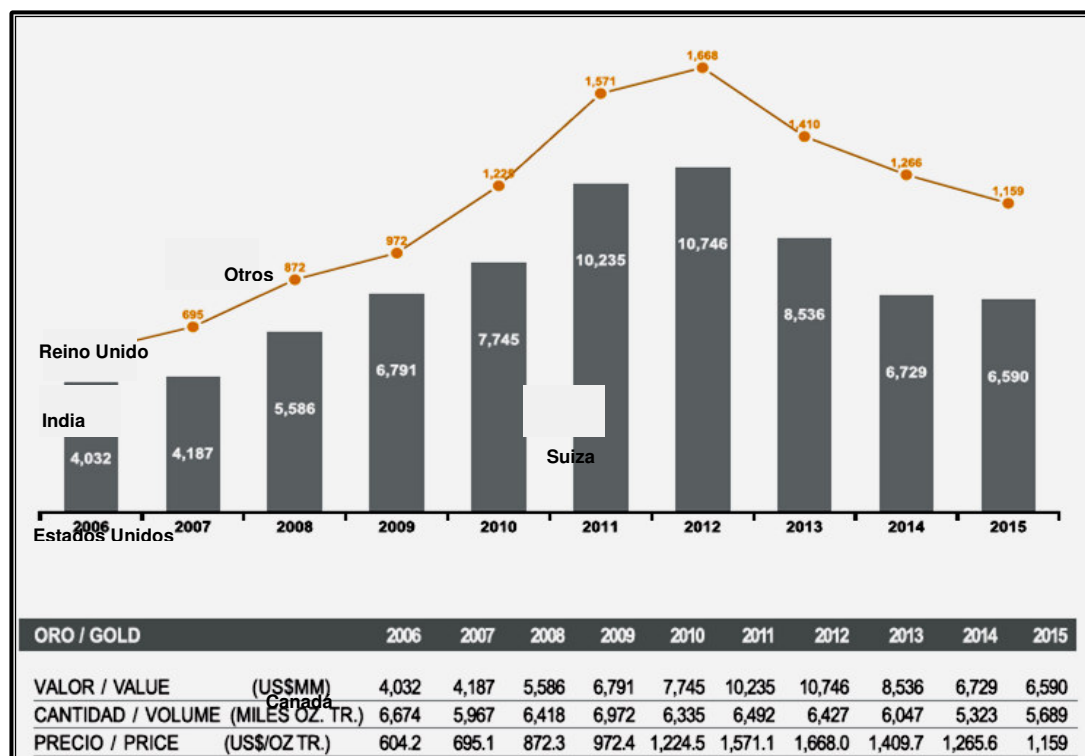
En cuanto al valor de exportaciones de oro, se registra una caída de -2,07% llegando a un valor de 6,590 millones de dólares, debido a una caída del precio del oro promedio en 8,42%. [17]

En relación a los destinos de exportación, los mayores envíos se realizaron a Suiza, Canadá y Estados Unidos que concentraron el 77,37% del valor total de las exportaciones nacionales del precioso metal. [17]

El consumo mundial de oro, disminuyó con la caída del mercado de valores de China en la primera mitad del 2015, que según se informa, desalentó la inversión en lingotes de oro, monedas y joya. El oro almacenado por los fondos negociados en bolsa física también disminuyó durante los últimos 3 años, aunque los bancos centrales, aprovechando los precios más bajos, aumentaron su compra de lingotes de oro. [17]

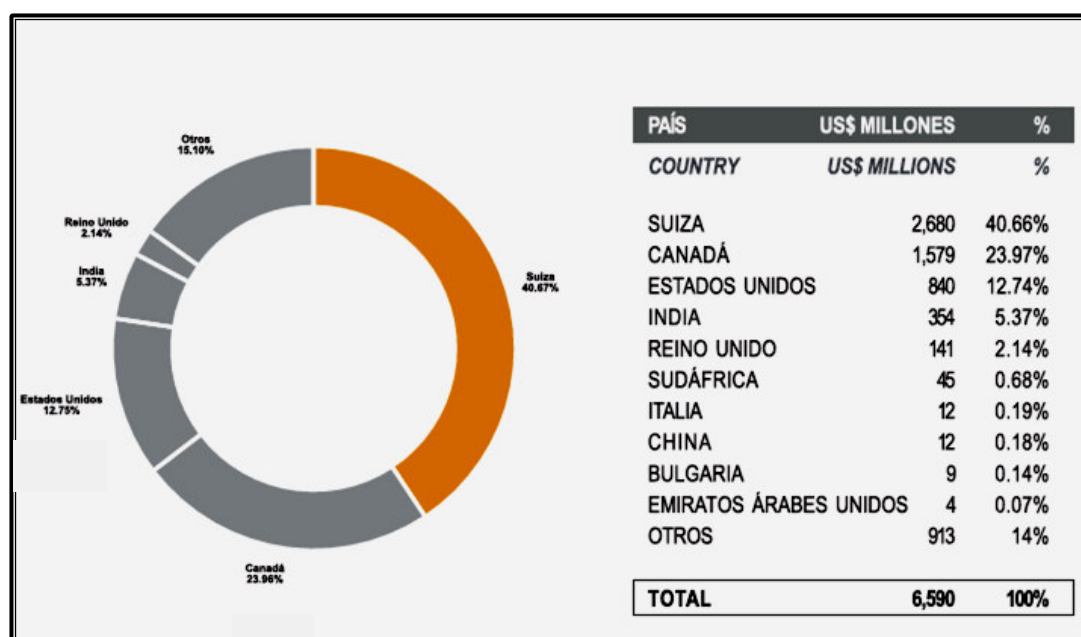
Pese a ello, se destaca en el 2015, que el consumo interno de oro de Estados Unidos utilizado en la producción de monedas, barras y joyas se incrementó debido a la mayor demanda generada por el menor precio del oro y la mejora del entorno económico en ese país. [17]

FIGURA A: Evolución anual de las exportaciones de oro y su cotización



* Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú (2015)

FIGURA B: Destino de las exportaciones nacionales de oro



* Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú (2015)

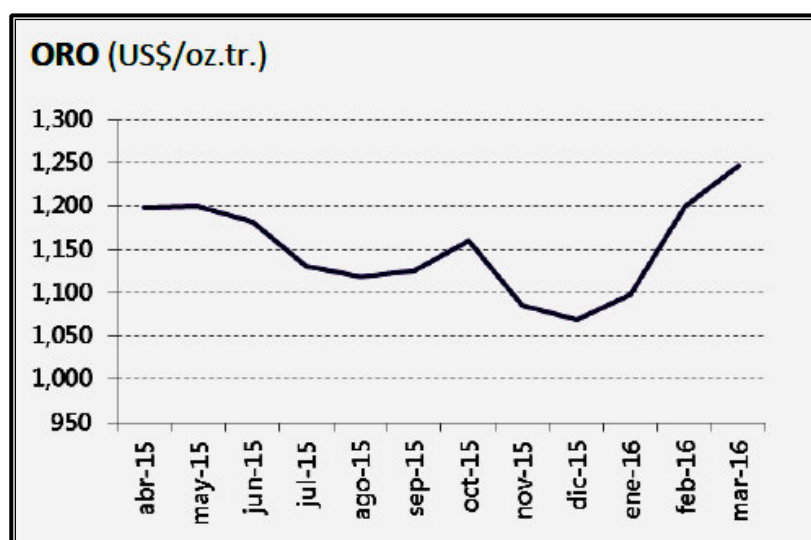
COTIZACIÓN DEL ORO

El precio del oro se ha recuperado y se ha posicionado nuevamente como activo de refugio frente a la desaceleración de la economía mundial y la fortaleza que hoy muestra se debe a un escenario de incertidumbre internacional. [16]

En lo que va del 2016 el precio del oro ha logrado recuperar los niveles registrados en 1974, al situarse entre 1,266 y 1,250 dólares la onza, esta recuperación del precio del oro es favorecida por los temores a una posible recesión en Estados Unidos y las dudas sobre los niveles de crecimiento de la economía China, estos factores contribuyeron para fortalecer el valor del metal precioso que recuperó su posicionamiento como activo de refugio frente a la desaceleración de la economía mundial. [16]

La fortaleza que muestra el oro está justificada en un escenario de incertidumbre internacional, lo que le da espacio para recuperar posiciones tras tener una cotización promedio de 1,161 dólares en el 2015. En lo que va del 2016 de todos los metales que produce el Perú han mantenido una tendencia negativa a excepción del oro y estaño, cuya recuperación ha permitido regresar a los valores de hace un año. [16]

FIGURA C: Fluctuaciones en el Precio del oro



* Fuente: Gomis M., Rosa; Noguera G., Gabriel (2012)

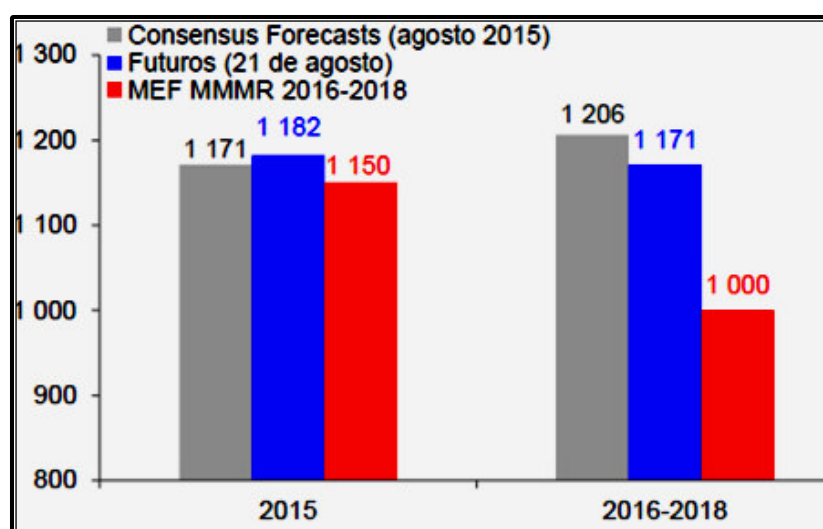
COTIZACIÓN PROYECTADA DEL ORO

El precio del oro se revisa a la baja en el 2015 de US\$1230 onza troy de abril a US\$1150, y para el 2016-2018 de US\$ 1243 a US\$ 1000 ante las expectativas de incremento en la tasa de interés de la FED (Sistema de Reserva Federal) y un exceso de oferta del oro en el mercado. [19]

Los futuros de los precios del oro, esperan un valor de US\$ 1171 onza troy para el 2016-2018 en promedio. Asimismo, bancos de inversión como Goldman Sachs y Morgan Stanley sostienen que los precios del oro podrían caer por debajo de US\$ 1000 por onza troy a fines de este año. [19]

En la actualidad el precio del oro ha tenido un incremento de 18% en lo que va del 2016, rompiendo con la tendencia a la baja de más de dos años. Esta recuperación del precio del oro se da en un ambiente en el que los fundamentos de oferta y demanda siguen siendo positivos pero, además, las expectativas de incremento de tasas de interés en EE.UU se han reducido, esta tendencia de subidas y bajadas del precio del oro se darán cíclicamente, ya que el mercado actual es muy volátil ante la oferta y la demanda. [19]

FIGURA D: Cotización del Oro (US\$/onza troy)



* Fuente: Arias Minaya, Luis A. (2015)

FACTORES QUE AFECTAN AL PRECIO DEL ORO

Los principales determinantes del precio del oro son:

La estructura del mercado

Desde 1971 hasta la actualidad, el precio del oro ha tenido dos ciclos muy alcistas. El primer ciclo fue en 1987 debido a que hubo un crecimiento espectacular de la economía asiática. En 1999, el precio del oro tuvo una tendencia alcista por el primer acuerdo de Washington en que los Bancos Centrales de las economías industrializadas decidieron reducir las ventas de oro para no afectar al precio y por la estabilidad política y económica mundial. En 2007, el precio experimentó un crecimiento significativo debido a la crisis financiera internacional, lo que ocasionó que los inversionistas aumentaran su demanda de oro, ya que se consideraba este metal como un activo de refugio en épocas de incertidumbre. En este período, el precio del oro mostró gran volatilidad debido a la crisis financiera internacional, que específicamente empezó en el año 2006. Finalmente, el crecimiento de la demanda de oro ha sido impulsado por el crecimiento económico de los países como la India y China. [16]

Debilidad del dólar

El dólar es conocido como una moneda de reserva mundial. Es la moneda de referencia con la que compramos oro. Su debilidad es debido al descenso de los tipos de interés, por lo que aumenta el precio del oro, es decir, que si el dólar está bajo con respecto al euro, podremos comprar más oro. Efectivamente, tanto la debilidad como la fortaleza del dólar han demostrado su influencia inversa sobre la cotización del oro. A lo largo de estos años, hemos visto como el precio del oro ha estado ligado a los escenarios inflacionistas y deflacionistas. Por esa razón, los inversores siempre colocan su dinero en aquellos activos que creen que van a ganar valor con el paso del tiempo, y por ello el oro es la alternativa más habitual como medio de inversión. [16]

Factores políticos

Como las inestabilidades políticas, las guerras e invasiones hacen que aumente el precio del oro debido a que existe miedo de que la moneda pueda volverse inútil. Por eso, los inversores depositan su dinero en los metales preciosos. [16]

Desastres naturales

El oro se extrae del subsuelo, es decir, que si hay desastres naturales como los terremotos, temporadas con mal tiempo u otros, éstos afectan a la producción del oro, y por tanto, puede tener incidencias sobre su precio. [16]

Noticias y eventos internacionales

Los inversores son amantes de la estabilidad y la previsibilidad, ya que de este modo pueden tomar decisiones con el menor riesgo posible. Ésta es la razón por la cual los inversores están siempre al corriente acerca de lo que está sucediendo en el mundo. Así que si por alguna razón un evento afecta, o puede afectar potencialmente, el entorno económico, o a las expectativas de los inversores, con seguridad tendrá un efecto automático en sus acciones, y por consiguiente en el precio del oro. Así sucedió el día en que tuvo lugar el atentado terrorista a las torres gemelas de Nueva York cuando el precio del oro subió más de un 5% en tan sólo dos horas. [16]

Otros factores

Entre otros, el aumento del mercado de lujo, el rol de activos de refugio y pocas reservas de oro en el mundo son factores que afectan positivamente en el precio del oro. Por otro lado, la crisis económica, provoca una bajada de la demanda en joyería “barata” (la de sólo oro sin piedras), por lo que afecta negativamente al precio del oro. [16]

Por tanto, no podemos predecir con exactitud cómo será el precio del oro a largo plazo pero podemos hacer un análisis histórico donde el valor del oro siempre ha sido positivo. Siempre que tengamos en cuenta los factores como la inflación, intercambio de divisas y situación

económica, podremos predecir con certeza que tendencia puede seguir el precio del oro. [16]

CARTERA DE INVERSIONES MINERAS EN EL PERÚ

El ministerio de Energía y Minas elabora mensualmente el boletín estadístico “Cartera de Inversiones Mineras”, que está compuesto por un promedio de 50 proyectos de mediana y gran envergadura dividido en cuatro aspectos [18]:

- Ampliación de unidades mineras en etapa de operación.
- Proyectos en etapa de exploración avanzada con estudio ambiental aprobado.
- Proyectos con estudio ambiental en proceso de evaluación.
- Proyectos en etapa de exploración.

La cartera de inversiones mineras a diciembre del 2015 ascendió a 56,899 millones de dólares, como se observa en el cuadro [18]:

TABLA D: Situación de la cartera de inversiones mineras 2015

SITUACION DE LA CARTERA DE INVERSIONES MINERAS 2015		
ETAPA DEL PROYECTO	INVERSIÓN MILLONES US\$	PARTICIPACIÓN
Ampliaciones	9,215	16.20%
Con EIA aprobado en construcción	23,871	41.95%
Con EIA presentado	884	1.55%
En exploración	22,929	40.30%
Inversión total	56,899	100.00%

* Fuente: Luna Córdova, Henry (2016)

Cartera de inversiones

La actividad minera en el Perú está a cargo de empresas mineras de clase mundial de origen peruano y empresas extranjeras que provienen

de China, Canadá, Estados Unidos, México, Japón, Australia, Brasil y Corea. La inversión minera en cada proyecto fluctúa entre los 500 millones y 10000 millones de dólares. [18]

TABLA E: Cartera de inversiones 2015

CARTERA DE INVERSIONES MINERAS 2015		
PAÍS INVERSIONISTAS	INVERSIÓN MILLONES US\$	PARTICIPACIÓN
China	19,189	34%
Canadá	8,937	16%
Estados Unidos	5,335	9%
Estados Unidos / Perú	4,800	8%
México	4,160	7%
Perú	3,775	7%
Reino Unido/ Japón	3,300	6%
Australia	3,135	6%
Brasil	2,034	4%
Reino Unido/ Australia	1,000	2%
Perú/ Corea/ Japón	744	1%
Japón	490	1%
TOTAL	56,899	100%

* Fuente: Luna Córdova, Henry (2016)

Los proyectos mineros se desarrollan en 15 regiones del país; entre las que destacan Apurímac, Arequipa y Cajamarca, regiones que concentran el 68% del total de la cartera de inversiones mineras. [18]

INVERSIÓN EN PROYECTOS AURÍFEROS Y ARGENTÍFEROS

El 22% de la cartera de inversiones mineras está compuesta por 13 proyectos mineros que destacan por la futura producción anual de oro y

plata, estimada en 1'387 000 onzas de oro y 20'879 000 onzas de plata, respectivamente. [18]

TABLA F: Cartera de inversiones mineras de proyectos auríferos y argentíferos

CARTERA DE INVERSIONES MINERAS DE PROYECTOS AURÍFEROS Y ARGENTÍFEROS						
Etapa del proyecto	Mineral	Nombre proyecto	Inversión proyectada US\$		Producción anual	Proyectada (OZ)
			Total	Acumula	Oro	Plata
Ampliaciones						
	Au	Ollachea	180			
	Ag	San Luis				12,000
	Au, Ag	Corani	664	664	113,000	8,000,000
		Shahuindo	132	312	84,000	167,000
		Crespo	110		28,000	2,700,000
		Tambomayo	340	450	150,000	3,000,000
	Au, Cu	Minas Conga	4,800	4,800	680,000	
Con EIA aprobado en construcción						
	Ag	Santa Ana	71	71		5,000,000
	Au	San Gabriel	520	520	220,000	
Con EIA presentado						
	Au, Cu	Quicay II				
		Zafranal	1,122	1,122	30,000	
	Au, Ag, Cu	Cotabambas	1,963	1,963		
	Au, Ag, Cu, Mo	Galeno	2,500	2,500	82,000	2,000,000
En exploración						
Proyectos con contenido oro y plata			12,402	12,402	1,387,00	20,879,000
Cartera de Inversiones nacional			56,899	56,899	1,387,00	20,879,000

* Fuente: Luna Córdova, Henry (2016)

ANEXO 2

DETERMINACIÓN DE ORO POR VIA SECA

Para ello en el método newmont se procede a analizar la muestra tomando 200 g de muestra previamente pulverizada, para luego pasar por una malla Nº150 la cual al tamizarlos nos queda dos porciones una gruesa y otra fina ambas partes se analizan por separado, la parte gruesa (over) en un crisol y la parte fina (under) en 2 crisoles por seguridad. La parte gruesa luego de tamizarla debe estar en el rango de 5-20 g para no tener dificultades de pasar finos en el grueso cuando su valor es más de 20 g o al contrario cuando hay una molienda muy fina un valor menor a 5 g ocasionaría que el grueso pase a los finos.

Debe señalarse que para corroborar el resultado newmont también es necesario tomar una muestra llamada patrón (sin separar por malla) y ensayar en paralelo.

.

MÁQUINAS Y EQUIPOS:

- Hornos eléctricos.
- Equipo de recuperación de óxido de plomo (gases).
- micro balanza de precisión
- Plancha eléctrica de ataque.
- Equipos complementarios de fundición (horno).
- Balanza analítica de precisión 0,01g

MATERIALES Y REACTIVOS:

- Crisoles refractarios de 30 g.
- Copelas de 75 g de peso y copelas de 100 g.
- Crisoles de porcelana de 30 cm³

- Litargirio con contenidos de oro y plata menores a 0,003%
- Carbonato de sodio anhídrido grado técnico (liviano).
- Bórax anhídrido comercial.
- Harina de trigo
- Ácido nítrico para análisis.
- Patrones internos de trabajo.

PROCEDIMIENTOS:

1.-Acondicionamiento de crisoles.

- Se limpian los crisoles de 50 g enumerarlos de acuerdo a la hoja de trabajo de ensayos al fuego, colocándolos en forma adecuada para el pesado.

2.-Pesado:

- Pesar ambas fracciones de 10 g a 30 g del material fino y grueso por analizar en una luna de reloj previamente tarada y pasar a una bolsa plástica codificada.
- Agregar según la calidad de muestra nitrato de potasio, si la muestra es un sulfuro y si es una muestra oxidada, harina de trigo.

TABLA G: Mineral vs Reactivo

Material	Reactivo	
	En 10 g muestra	En 30 g muestra
Mineral (Finos)	1 – 2 g Harina	1 – 3.5 g Harina
	0 – 5 KNO ₃	0 – 10 KNO ₃
Mineral (Gruesos)	0 - 3 g de harina	0 - 3 g de harina

- Se coloca la bolsa en sus respectivos crisoles y se pasa a la sala de fundición.

3.-Fundicion:

- Adicionar a la muestra pesada, aproximadamente 120 g de fundente homogeneizar cuidando que no haya pérdidas y luego colocar en el crisol que le corresponde.
- Cubrir la muestra con una capa de bórax.
- Cargar los crisoles al horno en forma descendente y de derecha a izquierda.
- La temperatura inicial de fundición será de **860 °C**, por el tiempo de 20 minutos y de ser necesario dejar la puerta parcialmente abierta y el extractor encendido para evacuar los gases de combustión.
- Subir la temperatura inicial de fundición hasta 960°C por el tiempo de 20 minutos de acuerdo al comportamiento de las muestras y de ser necesario dejar la puerta parcialmente abierta. El extractor debe estar encendido para evacuar los gases de combustión.
- Tener cuidado con la temperatura, porque puede producirse salpicaduras o reboses, en ese caso abrir la puerta del horno, hasta superar el impase.
- Luego de observar la evacuación de los gases de combustión y el cese del burbujeo que puede ser entre **20** min. elevar la temperatura **100 °C** y cerrar la puerta del horno. Siendo esta la temperatura final de fundición, descargar.
- Retirar el crisol del horno realizando un movimiento circular para una mejor aglomeración de plomo y golpear sobre una superficie dura.
- Colar el contenido del crisol en la lingotera, previamente limpia y completamente seca.
- Dejar enfriar unos 15', retirando la masa de la lingotera, golpeando con un martillo para liberar el botón de Pb.
- Limpiar el botón de plomo (escorias de fundición) con un martillo dándole la forma de un cubo, numerando cada uno de ellos.

4.-Copelacion:

- Cargar las copelas codificadas para su calentamiento por un espacio de 25 min. Previamente codificadas según hoja de trabajo a una temperatura de 930 a °C
- Se coloca en la copela el cubo de plomo cerrando la puerta y cuando el botón de plomo se haya fundido, entreabrir la puerta para que entre una corriente de aire y así oxidar el plomo.
- La copelación debe durar aproximadamente 60', el punto final de copelación es notorio, sucede cuando aparece el relampagueo de Ag, proceder a retirar la copela y dejar enfriar por 20'.
- Se extraen los dore (Ag – Au) con una pinza especial, limpiando su base con una brocha.

5.- Partición (para análisis por instrumentos).

- Colocar el en tubos de 5 ml a 80+/-5°C durante 20', con ácido nítrico al 15%.
- Adicionar 1.5 ml HCL concentrado y calentar en la plancha aprox. 30' hasta que desaparezca los gases nitrosos.
- Se sacan de la plancha se dejan enfriar aprox. 10' y se enrasa con agua destilada hasta completar 5 ml.
- Una vez enrasada se tapan los tubos con parafina.
- Los tubos son tapados y enviados para la lectura por absorción atómica (AAS) .

6.- Partición (para análisis Gravimétrico)

- Después de la copelación los botoncitos de Ag – Au se chancan, para luego ser atacados en crisol de porcelana con HNO₃ diluido ya fuego lento.
- Colocar el dore en un crisol de porcelana, con 1.5 ml de ácido nítrico al 15% calentado por 30 minutos aprox. a 100°C +/- 5°C, con cuidado hasta el final de la reacción.

- La agitación mecánica violenta producida por el hervor y también la solución, hace que el oro se disgregue ocasionando pérdidas en el lavado.
- Si hay trazas o algunas décimas de mg. De oro, no es necesario los 10' de ataque con ácido.
- Retirar los crisoles, dejar enfriar y proceder a lavar el oro, decantando la solución de nitrato de plata, Lavar dos veces con agua desionizada.
- Dejar secar los crisoles de porcelana conteniendo el oro en la plancha y calcinarlos.
- Proceder a pesar el oro
- En los casos en los que la relación Ag : Au no sea de 3:1 o mayor, se procederá a realizar el encuarte, el cual consiste en agregar plata metálica al doré y envolverlo en aproximadamente 10 g de plomo laminado para luego copelar

7. Cálculos.

$$Au_{(g/Tm)} = Au_{(ppm)} = \frac{W_{Au(mg)}}{W_{muestra(g)}} * 1000$$

$$Au_{(oz/tc)} = \frac{W_{Au(mg)}}{W_{muestra(g)}} * 29,1667$$

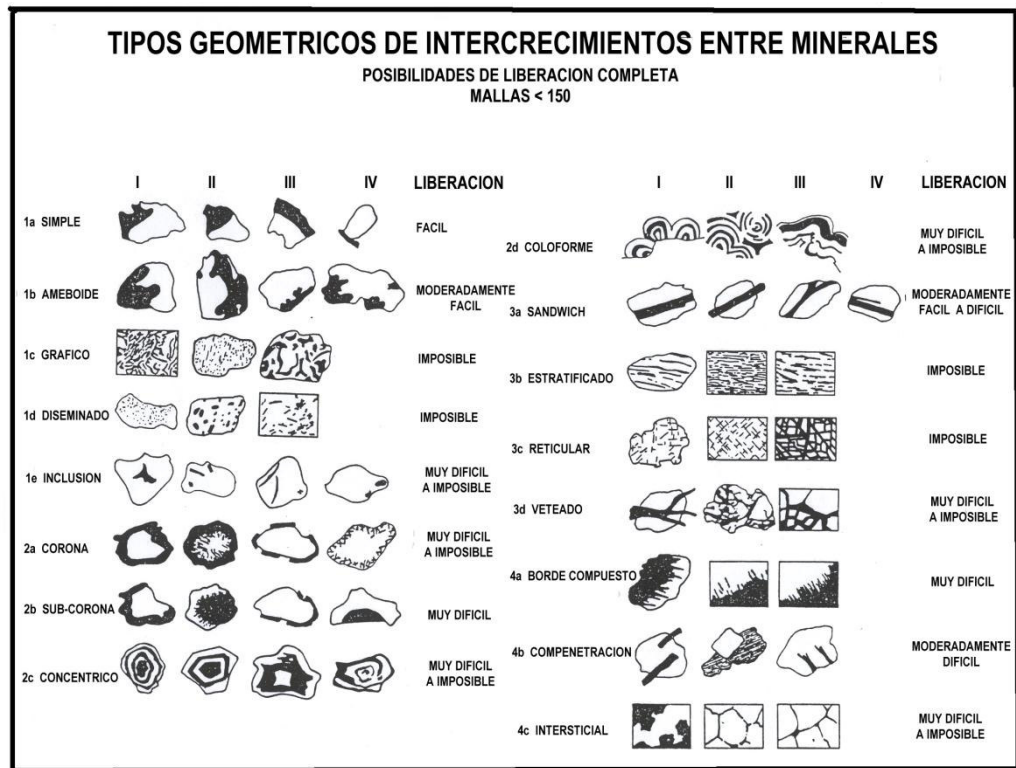
$$Ag_{g/Tm(S/A)} = Ag_{ppm(S/A)} = \frac{(W_{doré} - W_{Au} - W_{BK})_{(mg)}}{W_{muestra(g)}} * 1000$$

Dónde:

- $W_{doré(mg)}$: Peso de doré en mg.
- $W_{doré_{corregido}(mg)}$: Peso de doré corregido de muestra con contenido de Bi.
- $W_{Au(mg)}$: Peso de oro en mg.
- $W_{BK(mg)}$: Peso del blanco de la mezcla fundente en mg.
- $W_{muestra(mg)}$: Peso de la muestra ensayada en g para el caso de la porción de gruesos el peso de la muestra es el total de muestra de finos y gruesos.
- $Au_{g/Tm}$: Ley de oro en g/Tm
- $Au_{oz/tc}$: Ley de oro en oz/tc

ANEXO 3

FIGURA E: Tipos geométricos de intercrecimientos entre minerales



* Fuente Gagliuffi Espinoza, Pedro M. (2015)

GLOSARIO

Flotación bulk: La definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. En otras palabras, se trata de un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílica e hidrofóbica.

Flotación Flash: Es la flotación instantánea de partículas valiosas desde un circuito de molienda-clasificación

Flotación Rougher: Su objetivo es aumentar la recuperación metálica

Flotación Cleaner: Su objetivo es aumentar la ley del concentrado.

Concentrado bulk: Recuperación de todas las especies valiosas (oro, plata, plomo, zinc, cobre, etc.) en un solo producto.

ORP Oxidación Reducción Potencial (REDOX): es una medida para saber la capacidad de reducción y oxidación del material.

Salute: sustancias biológicas, compuestos inorgánicos y orgánicos, se encuentran como mezclas de diferentes componentes en un sólido.

Coalescencia: fenómeno de unión de dos o más burbujas.

Z-6 ($C_6H_{11}KOS_2$): Amilxantato de potasio es una sal mono sódica, no selectivo, colecta todos los sulfuros, en este caso en su mayoría la arsenopirita que a su vez arrastrara al oro atrapado dentro de la arsenopirita.

MIBC (Meta Iso butil carbonil): es un tipo de alcohol que se usa para generar la espuma del proceso de flotación.

A-3418 ($C_8H_{18}NaPS_2$): Diisobutilditiofosfinato sódico refuerza al Z-6 para colectar a los sulfuros del mineral tratado. Es un exclusivo colector de sulfuros en base fósforo. Se desarrolló originalmente para la flotación de Cu y minerales activados de Zn. Otorga alta selectividad. Es altamente efectivo frente a minerales de sulfuro de fierro, escalerita desactivada y elementos nocivos.

Tiene baja contribución a la espumación, incluso en minerales que contienen minerales de arcilla, rápida cinética, buena recolección de partículas gruesas, excelente colector para metales preciosos, metales del grupo del platino galena y sulfuros de cobre desde minerales complejos, polimetálicos o masivos.

AR-1242 ($C_{14}H_{18}NO_2PS_2$): O, O-bis (metilfenil) ditiofosfato de amonio es un ditiofosfato especial para oro y plata y con carácter espumante.

CIANURACIÓN DEL ORO: La cianuración del oro (también conocida como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur-Forrest) es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro. Debido a la naturaleza venenosa del cianuro, el proceso es muy controvertido y su uso está prohibido en varios países y territorios.